

# Universidad Nacional de Ingeniería

*Facultad de Ingeniería Geológica Minera  
y Metalúrgica*



## Método de Explotación Corte y Relleno Descendente con Relleno Hidroneumático, en las Vetas de la Mina San Cristobal CENTROMIN Perú S. A.

*Tesis para optar el Título de  
INGENIERO DE MINAS*

**Luis V. Guillén Gómez**

*Lima - Perú*

**1988**

**A MIS PADRES:**

Ausentes .....

**A MIS HERMANOS:**

Que con sus firmes  
consejos forjaron -  
en mí esta noble pro  
fesión.

**A MI ESPOSA E HIJOS**

Que en todo momento fueron la fuente inagotable de inspiración y alegría.

## AGRADECIMIENTOS

Mi más profundo reconocimiento para todos mis Catedráticos que sembraron en mí sabias enseñanzas para culminar esta noble profesión.

A la Empresa Minera del Centro del Perú S.A., que a través de los Departamentos de Ingeniería y Geología de la Unidad de San Cristobal proporcionó valiosa contribución de información estadística.

A todos mis colegas de trabajo de esta unidad, que de una u otra manera coadyuvaron conmigo para que salga a luz 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.

\*\*\*\*\*

## INDICE

	Páginas
AGRADECIMIENTO .....	4
INDICE .....	5

### CAPITULO I

1. INTRODUCCION .....	10
-----------------------	----

### CAPITULO II

2. GEOLOGIA GENERALIZADA DE LA MINA SAN CRISTOBAL ..	12
2.1 Ubicación y accesibilidad.....	12
2.2 Geología Regional.....	13
2.3 Depósitos minerales.....	20
2.4 Rasgos característicos del terreno.....	28

### CAPITULO III

#### 3. ESTUDIO ECONOMICO RELACIONADO CON LA EXPLOTACION

3.1 Descripción del método .....	30
3.2 Costos Directos de Operación.....	30
3.3 Razones de decisión para la aplicación del método	36
3.4 Análisis comparativo de los métodos de explotación de la mina San Cristobal.....	38
a.- Los Costos Directos .....	38
b.- La eficiencia.....	38
3.5 Breve análisis de los cuadros de producción.....	39
3.6 Condiciones Básicas para la aplicación del método	43
3.7 Ventajas e Inconvenientes del Método.....	45

	Páginas
3.8 Planificación del método.....	46

#### CAPITULO IV

<b>4. CORTE Y RELLENO DESCENDENTE APLICADO COMO METODO DE EXPLOTACION .....</b>	<b>47</b>
4.1 Generalidades.....	47
4.2 Equipamiento y materiales para las operaciones.	49
4.2.1 Para la perforación.....	49
4.2.2 Para el acarreo de mineral.....	49
4.2.3 Para el sostenimiento.....	50
4.3 Preparación de un área de explotación.....	53
4.3.1 Las galerías principales.....	53
4.3.2 Las chimeneas de extracción.....	53
4.3.3.Los sub-niveles.....	53
4.4 Las Dimensiones de los Tajeos.....	56
4.4.1 Anchura del tajeo .....	56
4.4.2 Altura del tajeo.....	58
4.4.3 Longitud del Tajeo.....	58
4.5 Preparación para Relleno Hidroneumático.....	58
a.- Tendido de cables usados.....	58
b.- Tendido de redondos de madera.....	59
c.- Entablado.....	59
d.- Instalación de tubería de entrada de relleno hidroneumático.....	61
e.- Colocación de crudo sintético.....	62
4.6 Relleno Hidroneumático.....	62

	Páginas
4.6.1 Generalidades .....	62
4.6.2 Historia .....	62
4.6.3 Ventajas e Inconvenientes de su uso .....	64
4.6.4 Aplicabilidad .....	66
4.6.5 Requisitos Fundamentales .....	66
a.- Resistencia al hundimiento .....	67
b.- Resistencia a la flexión .....	68
c.- Tipo de material .....	69
d.- Coeficiente de uniformidad .....	69
e.- Velocidad de percolación .....	70
4.6.6. Densidad de pulpa .....	71
4.6.7 Análisis Granulométrico .....	73
4.6.8 Instalaciones .....	73
a.- Ubicación de las plantas y bombas .....	74
b.- Planta de chancado .....	75
c.- Planta de mezclado .....	76
d.- Bombas neumáticas .....	77
e.- Red de tuberías .....	79
f.- Aire comprimido .....	79
4.6.9 Cálculo de la cantidad de relleno .....	80
4.6.10 Análisis del sistema de transporte del relleno hidroneumático .....	81
a.- Tuberías de acceso .....	82
b.- Tuberías verticales .....	82
c.- Tuberías horizontales .....	82

	Páginas
4.6.11 Velocidad de transporte .....	83
a.- Velocidad crítica de deposición .....	85
b.- Distancia horizontal de transporte .....	86
4.7 Operación de rellenado en los sub-niveles .....	87
4.7.1 Rellenado de la loza .....	88
4.7.2 Fraguado de la loza .....	88
4.7.3 Rellenado de la sobreloza .....	88
4.8 Secuencia de trabajo de los tajeos .....	89
4.8.1 Perforación y disparo .....	89
4.8.2 Limpieza de mineral .....	91
4.8.3 Sostenimiento parcial .....	92
4.8.4 Preparación para relleno hidroneumático .....	93
4.8.5 Operación de rellenado .....	95
4.9 Programación de un ciclo de producción de un Tajeo por el Diagrama de Gannt .....	95

## CAPITULO V

<b>5. CORTE Y RELLENO DESCENDENTE EN LA RECUPERACION DE BLOCKS DE MINERAL .....</b>	<b>99</b>
5.1 Generalidades .....	99
5.2 Preparación para la recuperación de un block de mineral .....	99
5.2.1 Las chimeneas de extracción .....	99
5.2.2 Los sub-niveles .....	99
5.3 Las dimensiones de los tajeos.....	99

	Páginas
5.4 Preparación para relleno hidroneumático .....	99
5.5 Operación de relleno en los sub-niveles .....	100
5.5.1 Rellenado de la loza .....	101
5.5.2 Fraguado de la loza .....	101
5.5.3 Rellenado de la sobreloza .....	101
5.6 Secuencia de trabajo de los tajeos .....	101
5.6.1 Perforación y disparo .....	102
5.6.2 Limpieza de mineral .....	103
5.6.3 Sostenimiento parcial .....	103
5.6.4 Preparación para relleno hidroneumático .....	103
5.6.5 Operación de relleno .....	104
5.7 Programación de un ciclo de producción de un tajeo en recuperación por el Diagrama de Gannt....	104

## CAPITULO VI

6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....	107
6.1 Conclusiones .....	109
6.2 Recomendaciones .....	110
BIBLIOGRAFIA .....	112
APENDICE I .....	117
APENDICE II .....	123
13 PLANOS .....	
2 DIAGRAMAS .....	
1 CUADRO GEOLOGICO .....	
12 CUADROS ANALITICOS .....	
4 GRAFICOS .....	

## CAPITULO I

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

El propósito del presente trabajo es demostrar las ventajas de la aplicación del método de explotación de corte y relleno descendente, con relleno hidroneumático, frente al método de conjunto de cuadros, relativo a las onerosas condiciones de terreno en cuanto a sostenimiento se trata.

Su alcance estriba en la posibilidad de su aplicación en otras minas cuyos problemas y características se asemejan a San Cristobal.

Los objetivos más importantes de la aplicación de este método es incrementar la producción y la productividad en áreas de difícil explotación, de igual forma reducir los costos directos de operación.

Hasta el año 1985 se venía explotando en la sección zona central de esta unidad, básicamente con los métodos

de conjunto de cuadros y corte y relleno ascendente, resultando siempre ineficientes e inseguros con sus repercusiones económicas negativas, por la enorme presencia de problemas de sostenimiento, originados por las grandes presiones en las cajas de filita con filtraciones de agua.

Es en esta época que se impulsa la iniciativa del cambio del método de explotación de conjunto de cuadros al de corte y relleno descendente con relleno hidroneumático; cuyos resultados se vieron en el incremento de la producción de 10000 TCS a 13500 TCS, deduciendo en consecuencia que la mejor forma de explotar es de la parte superior hacia la inferior.

La importancia del presente trabajo se encuentra básicamente en los capítulos II, III y IV, en los cuales se realiza un estudio económico y un análisis de su aplicabilidad como un método de explotación y en la recuperación de reservas de mineral abandonadas.

Espero, señores jurados, que el presente trabajo sea de vuestra conformidad.

## **CAPITULO II**

### **2 GEOLOGIA GENERALIZADA DE LA MINA SAN CRISTOBAL**

**2.1 Ubicación y accesibilidad.-** El yacimiento minero - de San Cristobal políticamente está ubicado en el distrito de Yauli, provincia del mismo nombre, departamento de Junín. Geográficamente se encuentra en el flanco este de la cordillera occidental de los Andes Centrales del Perú, a 110 km en línea recta y en dirección N 75° E de la ciudad de Lima. Sus coordenadas geográficas son: 76° 05' de longitud oeste y 11° 43' de latitud sur. La altitud media del yacimiento es de 4700 m sobre el nivel del mar.

En cuanto a su accesibilidad es posible utilizando la Carretera Central, de la cual, cerca a la localidad de Pachachaca, parte un ramal de 20 km que conduce a San Cristobal; además el Ferrocarril Central tiene una estación en Yauli a 12 km del área.

Ver el plano N° 1.

**2.2 Geología Regional** .-El distrito minero de San Cristobal está localizado en la parte suroeste de una amplia estructura regional de naturaleza domática que abarca casi íntegramente los distritos de San Cristobal y Morococha; esta estructura se denomina "Domo de Yauli".

Este domo está constituido por varias unidades litológicas cuyas edades van desde el Paleozoico Inferior hasta el Cretácico Inferior arreglados en una serie de anticlinales y sinclinales de ejes aproximadamente paralelos. Los depósitos minerales de San Cristobal se localizan dentro del llamado "Anticlinal de Chumpe", cuyo eje se alinea en dirección N 45° W mostrando doble hundida hacia el noroeste y hacia el sueste. Ver los planos N° 2 y 3.

Intrusivos de composición ácida, intermedia y básica han cortado enteramente la secuencia estratigráfica del Anticlinal de Chumpe.

**2.2.1 Estratigrafía** .- Las unidades litológicas que se encuentran en el área de San Cristobal son las siguientes:

a.- **Silúrico-Devónico**.- **Grupo Excelsior**, está constituido por lutitas, pizarras y filitas que fuertemente plegadas y conteniendo numerosos len -

tes de cuarzo son interpretados como resultado del metamorfismo regional. Al sureste de San Cristobal se hallan calizas metamorfizadas a mármol.

**b. Pérmico.- Grupo Mitu.-** Presenta 2 facies que ya cen discordantes sobre las filitas Excelsior. La sedimentaria de un ambiente continental está constituida por conglomerados y areniscas rojo ladrillo; la volcánica presenta brechas y derrames volcánicos denominado volcánicos "Catalina" Estos consisten en derrames andesíticos variando desde dacitas a andesitas y de una serie de aglomerados irregulares y brechas piroplásticas que cambian gradualmente a derrames andesíticos. Dentro de los volcánicos "Catalina" se presentan algunas capas de lutitas oscuras.

**c. Jurásico .- Grupo Pucará .-** Esta secuencia que tiene un rumbo promedio de N 45°W y un buzamiento de 60° al SO, yace en discordancia de erosión sobre los volcánicos "Catalina". Está constituido de calizas, tufos y mantos.

Las calizas son de grano fino y presentan zonas fuertemente brechadas y alteradas hidrotermalmente.

Los tufos son de grano fino intercalados con

algunos horizontes delgados de sulfuros de zinc y hematita.

Los mantos se emplazan principalmente en la base de esta formación, tienen potencias variables desde unos cm hasta 2,0 m; su mineralización está constituida principalmente por esfalerita, hematita y carbonatos como la siderita.

- d.- **Cretácico Inferior .- Grupo Goyllarisquizga**  
Sobre las calizas Condorsinga yacen en aparente conformidad las areniscas de este grupo, que consiste de areniscas de color bruno amarillento localmente con apariencia cuarcítica.
- e.- **Cretácico Superior .- Grupo Machay** .- Este grupo se emplaza concordante a las areniscas del grupo Goyllarisquizga. Está conformado de calizas, calizas dolomíticas, margas y lutitas gris oscuras.

**2.2.2 Intrusivos** .- En el área de San Cristobal ocurren:

- a.- **Intrusivos Acidos** Estas rocas están representadas en el área por stocks de monzonita cuarcífera y diques de alaskita ubicados a lo largo o cerca de la zona axial del Anticlinal de Chum

pe. Los stocks mas importantes son : el intrusivo de Carahuacra y el intrusivo de Chumpe. El primero es un stock de 1,5 km por 1,0 km, que aflora en el límite NO del área de San Cristobal en contacto con las pizarras del grupo excelsior y los volcánicos "Catalina".

El intrusivo de Chumpe forma el pico mas alto en el área de San Cristobal y se emplaza a lo largo de la zona axial del anticlinal que lleva su nombre. Una serie de diques irregulares, paralelos, con buzamientos verticales, conocidos como "Diques de Alaskita", se encuentran intruyendo las filitas del grupo excelsior a lo largo de la zona axial del anticlinal de Chumpe. Estos diques parecen estar conectados en profundidad con el intrusivo de Chumpe. Petrográficamente los diques son granitos porfiríticos.

**b.-Intrusivos Básicos.-** Los intrusivos de carácter básico han sido encontrados en la región de Andaychagua así como cerca del intrusivo de Carahuacra. Ver el plano N° 3. Los de Carahuacra son diques de diabasa que se ubican casi perpendicularmente al eje del anticlinal.

En Andaychagua, dentro de los volcánicos "Catalina" ocurre una intrusión de gabro tipo

"pipe" de forma elipsoidal.

**Geología Estructural** .- El domo de Yauli está conformado por varios anticlinales y sinclinales, de los cuales los anticlinales más importantes son el de Chumpe y el de Yauli; sus ejes tienen un rumbo que varía entre  $N 45^{\circ}$  y  $40^{\circ} O$ . El anticlinal que está en el extremo oeste, es el anticlinal de Chumpe. Su mayor dimensión que es de NO a SE tiene aproximadamente 16 km mientras que de NE a SO tiene 4 km. El flanco occidental está compuesto por calizas Pucará y areniscas Goyllarisquizga; en el flanco oriental se extienden las rocas de grupo Mitsu por varios kilómetros y sobre éstas las del grupo Pucará.

El anticlinal de Chumpe debe ser considerado como el extremo suroeste del domo de Yauli, donde la mayor acción del plegamiento ha tenido lugar; en esta zona las pizarras del grupo excelior han sido levantados en su mayor extensión.

Todo el fracturamiento en el área de San Cristóbal, parece ser el resultado de las mismas fuerzas compresivas e intrusiones que dieron lugar a la formación del domo de Yauli. Alrededor

y dentro del anticlinal de Chumpe 2 sistemas de fracturamiento pueden ser distinguidos; Uno paralelo al eje del anticlinal y el otro perpendicular. Ver el plano N° 3.

Durante la formación del anticlinal de Chumpe originado por fuerzas de compresión, los estratos inferiores de calizas resbalaron sobre los volcánicos subyacentes dando lugar a la formación de pequeñas y repetidas fallas inversas acompañados de pliegues de arrastre. Los sobreescurrecimientos y fallas inversas encontrados al oeste de San Cristobal, en las calizas del grupo Pucará pueden pertenecer a este sistema.

Al cesar las fuerzas compresivas, probablemente se produjeron fuerzas tensionales en dirección contraria a la que actuaban las fuerzas compresivas. Estas fuerzas de tensión así generadas dieron lugar a la formación de fracturas longitudinales paralelas al eje del anticlinal de Chumpe, los cuales fueron posteriormente rellenadas por los diques de alaskita que ocurren en el núcleo de dicho anticlinal.

Posteriormente se formaron sistemas de fracturas de tensión mas o menos perpendiculares al eje del anticlinal y limitadas fracturas de ci-

zallamiento oblicuas al mismo.

Estas fracturas se distribuyen a uno y a otro lado del intrusivo de Chumpe y atraviesan las rocas que constituyen esta estructura en dirección noreste-suroeste. En el lado norte del intrusivo de Chumpe las fracturas tienen un buzamiento de  $50^{\circ}$  a  $70^{\circ}$  hacia el sur mientras las que se ubican al sur del mismo intrusivo poseen buzamiento de  $50^{\circ}$  a  $85^{\circ}$  hacia el norte.

La tensión, causa del fracturamiento transversal en el área de San Cristobal, parece haber sido ocasionado por efecto del arqueamiento del eje del anticlinal, el cual probablemente se produjo por la acción de fuerzas compresivas que actuaron en direcciones noreste-sureste, acompañadas por el empuje de abajo hacia arriba durante el emplazamiento del intrusivo de Chumpi (J. Pastor).

Otra teoría que podría aplicarse a la formación de estas fracturas sería la que considera el fracturamiento transversal al eje del anticlinal de Chumpe como formado por esfuerzos tensionales y de cizallamiento, originando indistintamente fracturas de tensión y de cizalla en relación a los diferentes tipos de roca que confor-

man al mencionado anticlinal; así en los volcánicos que conforman el flanco occidental predominarían las fracturas de tensión, las de cizalla en el núcleo y nuevamente las de tensión en el flanco oriental (Bronkhorst, D., 1970).

Movimientos normales acompañados de subordinados movimientos rotacionales ocurrieron después de la formación de las fracturas tensionales, lo cual puede ser comprobado por el desplazamiento que presentan los diques y algunas vetas por efecto del movimiento a lo largo de la fractura San Cristóbal (Veta Principal).

**2.3 Depósitos Minerales .-** La mineralización del yacimiento de San Cristóbal ocurre en forma de mantos, vetas y cuerpos irregulares, cada uno de los cuales tienen características particulares. Además de estos tres tipos de ocurrencia, en la zona de Oyama-Triunfo parece existir diseminación de cobre, lo cual todavía no ha sido bien estudiado. Para efectos de este trabajo solamente describiremos el caso de la mineralización en vetas.

**2.3.1 Mineralización en vetas.-** El anticlinal de Chumpe está atravesado por fracturas perpendiculares a su eje (tensión) y fracturas que con el mismo

eje forman ángulos de aproximadamente  $45^{\circ}$  (cizalla); muchas de estas se prolongan desde el flanco occidental del anticlinal, mientras otras ocurren solo en uno de los flancos.

Todas estas fracturas han sido mineralizadas en mayor o menor grado, pero algunas contienen mineralización económicamente explotable. Están agrupadas en tres sistemas los cuales son: San Cristobal, Virginia y Andaychagua. Por su interés a este trabajo veremos el caso de San Cristobal.

#### **2.3.2 Sistema de vetas San Cristobal.- Generalidades**

Este sistema está conformado por las siguientes vetas: Veta principal, Siberia 1, Siberia 2, 347 y 625; de todas éstas la mas importante es la primera y las otras podrían ser consideradas como ramales de dicha veta.

La veta principal de San Cristobal es la estructura mas extensa que se conoce en el área y ha sido mineralizada a lo largo de 3 km, ver plano N° 4, sección N° 1. Aunque esta estructura es una fractura continua, su rumbo cambia en relación al tipo de roca, debido probablemente a su naturaleza (tensión o cizalla), o en su defecto debido a una refracción de la fractura al entrar

en un nuevo tipo de roca. En los volcánicos del flanco occidental el rumbo varía entre N 50° y 60°E que cambia al N 80°E en las filitas. En la parte central el rumbo cambia al N 40° E, mientras que mas al este se ha determinado un rumbo de N 30°E. El buzamiento de la veta a lo largo de toda su extensión varía de 45° a 60° al SE sensiblemente.

El ancho de la veta varía fuertemente a lo largo de toda su extensión. Así tenemos que al oeste, en los volcánicos, la veta puede alcanzar hasta 10 m de potencia; en la mitad occidental de las filitas la veta puede desaparecer completamente quedando solo una zona de micro brecha; y en la zona central en las filitas la veta varía entre 1 y 5 metros. Estas potencias tan variables podrían reflejar las competencias variables de las rocas y los diferentes orígenes de las fracturas.

**2.3.3 Mineralización y Paragénesis.-** Los minerales comerciales mas comunes son : wolframita, calco piritita, esfalerita, galena y minerales de plata; mientras que los minerales de ganga son: piritita, cuarzo, carbonatos y marcasita. Todos estos minerales se encuentran formando bandas paralelas dentro de la veta y muestran un marcado zonea -

miento en relación a los diques intrusivos ubicados dentro del núcleo del anticlinal de Chumpe. En el área de los diques la veta presenta, de caja techo a caja piso una banda de pirita-wolframita-cuarzo, una banda de calcopirita, una banda de esfalerita-galena y otra de carbonatos. Además, una zona de microbrecha se encuentra indistintamente en la caja piso o en la caja techo, y a veces atravesando las bandas de minerales. Hacia el oeste la banda que contiene wolframita disminuye gradualmente hasta que prácticamente desaparece en el contacto entre volcánicos y filitas. En esta área del contacto la segunda y tercera banda de calcopirita y esfalerita-galena aumentan considerablemente. Mas el oeste en el área de los volcánicos, solo existen dos bandas, una de esfalerita-galena y otra de carbonatos. El extremo occidental de la veta que está en calizas todavía no está bien reconocida.

El zoneamiento mineralógico está en relación directa con la secuencia paragenética; es decir las bandas de los diferentes minerales corresponden a diferentes etapas de mineralización (Cuadro geológico N° 1)

El mineral de wolframita es en realidad una variedad enriquecida en fierro, ferberita. Los

carbonatos que ocurren son: calcita, siderita, smithsonita, rodocrosita; pero por lo general son una mezcla de todos ellos en forma de una siderita con impurezas. Además de estos minerales se presentan minerales de plata como la tetraedrita y la pirargirita que ocurren como inclusiones tanto en esfalerita como en la galena. Pequeñas cantidades de hematita, magnetita, baritina y marcasita se encuentran principalmente al oeste, en el área de los volcánicos.

Procesos de oxidación y enriquecimiento supergénico parecen haber tenido lugar solamente en la parte occidental, en el área de los volcánicos. La malaquita y la plata nativa han sido encontradas cerca a superficie, mientras que finas películas de calcosita han sido encontradas sobre esfalerita a varios cientos de metros de bajo de la superficie. La razón por la cual no se han encontrado enriquecimiento supergénico en el área central y oriental de la veta, es que afloramientos hasta épocas recientes han estado cubiertos por glaciares.

El bandeamiento que presenta la veta, los diferentes tipos de alteración y el hecho de que algunas vetas tal como, siberial solamente presentan el tipo de mineralización pirita-wolframita-cuarzo, sin material triturado, sugiere que

la veta San Cristobal ha sido abierta y cerrada varias veces durante su historia. Las reaperturas de la veta podrían estar en relación con varios movimientos rotacionales ocurridos a lo largo de la falla. El último movimiento probablemente ocurrió después de emplazada la primera mineralización y dió lugar a una zona de microbrecha que se encuentra a lo largo de toda la veta. Este cuadro general es confirmado por la veta siberia 1, que ha sido mineralizada únicamente en la primera etapa de mineralización; es decir pirita-wolframita-cuarzo. Esta veta aparentemente no ha sido reabierta posteriormente ya que no ha sido mineralizada por minerales de las etapas posteriores; además, ha sido cortada y desplazada por el movimiento rotacional de la veta San Cristobal. El movimiento entre las diferentes etapas de mineralización está probado por el extremo brechamiento de esfalerita en algunas partes y el relleno de fracturas a través de la veta por carbonatos posteriores.

Resumiendo lo anterior, a continuación se encuentra la secuencia paragenética de los minerales mas abundantes de la veta San Cristobal, así como a las reaperturas ocurridas durante las diferentes etapas de mineralización. Pirita

wolframita-cuarzo (etapa hipotermal), Reapertura de la estructura,  
Calcopirita-esfalerita obscura (etapa mesotermal)  
Reapertura de la estructura (?).  
Esfalerita-galena(etapa mesotermal).  
Reapertura de la estructura, brechamiento de la esfalerita.  
Carbonatos (etapa epitermal).  
Reapertura de la estructura (formación de la microbrecha).  
Enriquecimiento supergénico: deposición de malaquita.  
Calcocita, plata nativa.

**2.3.4 Controles de la mineralización .-** La mineralización de la veta San Cristobal parece presentar principalmente control tanto estructural como litológico .

El control estructural está determinado por la falla San Cristobal que permitió la circulación de las soluciones mineralizantes, y además, las diferentes reaperturas durante la formación de la veta, dieron lugar a las diferentes bandas de minerales. Asimismo movimientos a lo largo de la falla San Cristobal, durante el período de mineralización, han jugado papel importante

para el emplazamiento de minerales a lo largo de las diferentes áreas de la mina.

El control litológico está determinado por los diferentes tipos de roca encajonantes a lo largo de la veta San Cristobal, los cuales probablemente han influido en la distribución espacial de los minerales. Así vemos que el ensamble mineralógico pirita-wolframita-cuarzo está localizado en el área central donde las filitas han sido silicificadas por efecto del intrusivo de Chumpe. La mineralización de cobre está localizada al oeste del área central, en las filitas y los volcánicos. Por último la mineralización de zinc y plomo está principalmente localizada en la parte oeste de la veta, en los volcánicos.

**Alteración de las rocas encajonantes.** La alteración de las rocas encajonantes varía de acuerdo al tipo de roca y de mineralización; la alteración consiste, de la veta hacia afuera, de una silicificación de aproximadamente 2 m, luego de una zona de 4 m de caolinización y/o sericitación, y finalmente mas o menos 10 m de cloritización. A lo largo de algunas vetas que solo tiene mineralización de pirita-wolframita-cuarzo, la alteración de la roca encajonante es me-

nos extensa y se reduce tan solo a unos pocos metros. La disseminación de pirita ocurre en tremezclada con todos los tipos de alteración. En las filitas se presenta cerca al contacto con los volcánicos donde ocurre la mayor concentración de minerales de cobre; aquí, la zona de alteración puede alcanzar hasta 30 m de potencia y además ha sufrido los efectos de una fuerte piritización y hematización.

En los volcánicos, la zona de silicificación se reduce a unos cuantos cm, y la zona de caolinitización alcanza hasta 2 m, mientras que la zona de cloritización hacia el contacto con las filitas tiene mas de 45 metros. En los diques de alaskita se observa principalmente silicificación y sericitización.

**2.4 Rasgos característicos del terreno .** Las rocas de la mina San Cristobal presentan abundante saturación de agua en algunos planos de falla, y frecuentemente hay desprendimientos de rocas por fracturamiento de los mismos, por lo que necesitan bastante sostenimiento.

Los diferentes tipos de alteración han jugado un rol importante en la estabilidad de las rocas; de las rocas las más propensas a estas alteraciones y su saturación por agua son las filitas, las que precisamente encajan a las vetas

que se están explotando y en la que se ha imple  
mentado el método de corte y relleno descenden-  
te como nuevo sistema de explotación.

## **CAPITULO III**

### **3. ESTUDIO ECONOMICO RELACIONADO CON LA EXPLOTACION**

**3.1 Descripción general del método .-** Este método consiste en la explotación de mineral de la parte superior de un nivel a la inferior. Una vez concluido el corte de minado de un tajeo se rellena integralmente con relleno hidroneumático. Al comenzar el próximo corte inferior, el relleno aquel debe quedar como techo del nuevo tajeo. Este techo es el producto del relleno con mezcla de cemento con una proporción de 1:6, dada en peso.

Como veremos mas adelante, el análisis del método de corte y relleno descendente lo enfocaremos desde dos puntos de vista:

- Aplicado como método de explotación y
- Orientado a la recuperación de blocks.

**3.2 Costos directos de operación .-** Para determinar el costo de una tonelada de mineral es necesario tener

en cuenta el costo de los siguientes rubros: mano de obra, materiales, servicios y mantenimiento. Para ello nos hemos basado en el análisis de los reportes de costos reales de años anteriores; como los costos varían en función del tiempo, los datos para efectos de estos cálculos se han determinado en los últimos meses de 1986, lapso en que se elaboró el presupuesto para el ejercicio de 1987. Ver el cuadro N° 10

A continuación tenemos el cálculo de costos en los rubros antedichos:

3.2.1 **Mano de obra** .- De acuerdo al Diagrama de Gannt, N° 1, tenemos:

Tareas: 21 días x 2 guardias/día x 2 tareas/guardia = ..... 84 tareas.

Castigando con un 20% al ciclo perfecto:

84 tareas x 1,20 = .....101 tareas

Toneladas de mineral : 3m x 3m x 30m x 3,27 t/m<sup>3</sup>  
= .....883 t

Tareas/tonelada : 101/883 = .....0,114

Eficiencia : 883t/101 tareas = 8,74t/ tarea,  
compárese con el cuadro N° 10

En base al presupuesto 1987, correspondiente al 1er. Semestre el pago por tarea es:.....I/.336,82

Costo total: 0,114 tareas/t x 883t x I/.336,82/  
tarea = ..... I/. 33904,98  
Costo unitario :0,114 tareas/t x I/. 336,82/  
tarea = .....I/. 38,40/t  
Más 10% de supervisión : I/. 38,40/t x 0,10  
= .....I/. 3,84/t  
Total costo unitario = .....I/. 42,24/t

3.2.2 Madera .- Utilizando redondos de 10' x 8" Ø co-  
mo sombreros y postes, tenemos:

Número de redondos : 1 (1 + 30/1,5) sombreros +  
2(1 + 30/1,5) postes = ..... 63 redondos .

Pies cuadrados por redondo : .....41,89

Total de pies cuadrados en redondos:

41,89 x 63 = ..... 2639,07

Precio del pie cuadrado de redondo : I/. 1,67

Costo total de redondos : I/. 1,67 x 2639,07 =  
..... I/4407,25

Número de tablas de 2" x6" 5', utilizadas en el  
enrejado frontal:..... 20

Número de tablas de 2" x 6" x 5',utilizadas en el  
entablado del piso : 30/1,5 x 10 = .....200

Pies cuadrados por tabla: ..... 5

Total de pies cuadrados en tablas :

220 x 5 = ..... 1100

Precio del pie cuadrado de tabla : I/. 1,83

Costo total de tablas :

I/. 1,88 x 110 = .....I/. 2068,00  
Total de pies cuadrados de madera:  
2639,07 + 1100 = ..... 3739,07  
Costo total de madera  
I/. 4407,25 + I/. 2008,00 = .....I/. 6475,25  
Total de toneladas por corte: ..... 883 t  
Pies cuadrados por tonelada : 3739,07/883 = 4,27  
Total costo unitario : I/. 6475,25/883t= I/. 7,33t

3.2.3 Explosivos .- Se utiliza dinamita de 60% Ver el cuadro N° 10 para su análisis.

Número de disparos: 30/1,5 = ..... 20  
Número de taladros por disparo: ..... 20  
Número total de taladros: 20 x 20 = .....400  
Número de cartuchos de dinamita por taladro : 6  
Número total de cartuchos : 400 x 6 = .....2400  
Peso de cada cartucho : .....0,0793 kg.  
Peso total de cartuchos:  
2400 x 0,0793 = ..... 190,32 kg.  
Total de toneladas por corte : ..... 883 t  
kg de dinamita por tonelada : 190,32/883 = 0,213  
Precio de dinamita :.....I/. 7,42/ kg.  
Costo total de dinamita:  
190,32 kg x I/. 7,42/kg = .....I/. 1412,17  
Costo total de guías :  
400 x 2,10m x I/. 1,70/m = .....I/. 1428,00  
Costo total de fulminantes:

400 x I/, 1,69 = .....I/, 676,00

Costo total de conectores :

400 x I/, 1,96 = .....I/, 784,00

Costo total de cordón de ignición :

20 x 2 m x I/. 2,91/m = ..... I/. 116,40

Costo total de explosivos : I/. (1412,17 +  
1423,00+676,00+784,00+116,40) = .... I/.4416,57

Total de toneladas por corte :..... 883 t

Total costo unitario :I/.4416,57/883t=I/,5,00/t

**3.2.4 Materiales** .- Analizando los reportes respectivos correspondiente al costo por clavos, cables, crudo sintético, etc. obtenido en el mes de Diciembre de 1986, tenemos el costo unitario de I/. 3,98/t.

**3.2.5 Servicios** .- Pertenece el costo por relleno :

Total de toneladas:por corte : .....883 t

Toneladas de relleno :

3m x 3m x 30m x 2,11 t/m<sup>3</sup> ..... 570 t

Volúmen de relleno : 3m x 3m x 30m = .... 270 m<sup>3</sup>

m<sup>3</sup> de relleno por tonelada de mineral :

270 / 883 = .....0,31

En el cuadro N° 10 se aplica un factor correctivo para acercarse a lo real.

Costo por m<sup>3</sup> de relleno (dato del presupuesto de 1987) = .....I/. 162,18

Peso por m<sup>3</sup> de relleno a los 4 días : ...2,11 t.

Costo por tonelada de relleno:

I/. 162,18/2,11t = .....I/. 76,86

Toneladas de relleno en la loza: 570t/3 = 190 t

Toneladas de cemento en la loza:

190 t/7 = .....27,14

Precio de la tonelada de cemento a granel :

.....I/. 931,12

Costo por cemento :

I/. 931,12/t x 27,14t = ..... I/25270,60

Costo por relleno final:

(570-27,14)t x I/. 76,86/t = .....I/.41724,22

Costo total de relleno :

I/. (25270,60 + 41724,22)= .....I/66994,82

Total costo unitario:

I/. 66994,82 / 883 t = .....I/.77,87/t

**3.2.6 Mantenimiento** .- Para tener un acercamiento a lo real, se toma como base el costo por tonelada por concepto de reparación de winchas, rastrillos, etc. Los datos pertinentes se extrajeron del reporte de costos del mes de Diciembre de 1986 y arrojó la suma de I/. 12,96/t; en el cuadro N° 10 se aplica también un factor.

**3.2.7 Perforación** .- Según el presupuesto elaborado para el año 1987, el costo de perforación es de I/. 24,00/m perforado. Luego tenemos:

Número de taladros por corte : 20 x 20 = ....400

Número de metros perforados ; 400 x 1,5 m = 600'

Costo total de perforación :

I/. 24,00/m x 600m = ..... I/.14400,00

Total costo unitario :

I/. 14400,00/883 t = ..... I/. 16,31/t

**Resumiendo tenemos el costo general**

**directo por tonelada de mineral :**

Por mano de obra ..... I/. 42,24

Por madera ..... I/. 7,33

Por explosivos ..... I/. 5,00

Por materiales ..... I/. 3,98

Por servicios ..... I/. 75,87

Por mantenimiento ..... I/. 12,96

Por perforación ..... I/. 16,31

Costo directo promedio por tonelada =I/. 163,69

### **3.3 Razones de decisión para la aplicación del método**

Ante la situación de elevar la producción con valores de plata, por la necesidad económica de la empresa, se decidió incrementar el tonelaje de la parte alta de esta sección por reunir la cualidad valorativa. En síntesis, la producción pasaba de 10500 TCS (9525 t) a 13500 TCS (12247 t) mensuales para cumplir con los objetivos trazados.

Precisamente en la parte alta de la menciona-

sección, existen grandes presiones de terreno, donde se ha trabajado con el método de explotación de conjunto de cuadros. Con este sistema de trabajo se hacía incontenible las operaciones de sostenimiento porque es evidente la presencia de elevadas presiones en especial verticales, que originaban trabajos adicionales de reparación y mantenimiento de labores y chimeneas de extracción.

Aún más, no solo se pierden reservas de mineral, originados por los derrumbes, sino es bastante ostensible el alto costo de producción por el método de conjunto de cuadros.

Además como el uso de relleno hidroneumático en la sección huaripampa, de esta unidad de producción, era conocido y frente a los antecedentes mencionados se inició un estudio de sustitución del método antes referido, por el método de corte y relleno descendente con relleno hidroneumático, allá por el año de 1985.

Desde esa época hasta ahora ha sido fehaciente sus resultados óptimos de este método de explotación, por lo que ha quedado establecido su uso en todas las áreas de difícil sostenimiento y básicamente donde se aplicó el método de conjunto de cuadros. Cabe mencionar que en este método la ope

ración de relleno era muy costosa por la siguiente razón : el material para el efecto del relleno, tenía que ser producto de los disparos aplicados a las cajas, en forma de pequeños cruceros perpendiculares a la veta, hasta conseguir el volumen requerido.

Por lo que ocasionaba muchas tareas y demasiada lentitud en el ciclo de minado.

#### **3.4 Análisis comparativo de los métodos de explotación de la mina San Cristobal**

En la sección zona central de esta unidad de producción, se ha usado básicamente 2 métodos de explotación : el de corte y relleno ascendente y el de conjunto de cuadros.

La intención no es hacer un análisis acusiosamente detallado entre estos métodos y el de corte y relleno descendente, por el contrario enfocar desde dos ángulos de vista, correspondientes a factores determinantes y característicos.

Estos factores alusivos son :

- a.- Los costos directos .- Que son valores casi definidos de sus recursos reales utilizados directamente por cada método de explotación
- b.- La eficiencia .- O el rendimiento económico

del hombre expresado por una cantidad de producción por jornada de trabajo,

Este factor es susceptible ascendentemente con mejoras propias de ingeniería de minas.

### 3.5 Breve análisis de los cuadros de producción

Para realizar los análisis comparativos se me ha permitido usar los datos en los diferentes cuadros, de los archivos de la Oficina de Minas y de la Oficina de Ingeniería.

**Cuadro N° 1** .- En este cuadro se aprecia la producción de 1986 de la sección zona central, relacionado con el número de tareas empleadas mensualmente. Con ellas se deducen las eficiencias en toneladas métricas por hombre guardia.

Como es notable con el método de conjunto de cuadros se produjo el 9 % del tonelaje total con una eficiencia promedio de 2,06 t/hombre-guardia; con el método de corte y relleno descendente el 20 % con una eficiencia de 4,52; y con el método de corte y relleno ascendente el 71% con una eficiencia de 5,17.

Además se distingue claramente, con el método de conjunto de cuadros su producción va disminuyendo; con el de corte y relleno descendente sucede

lo contrario como es el objetivo proyectado; y con el de corte y relleno ascendente prácticamente mantiene su tonelaje.

Desde el punto de vista de las eficiencias, en el primer y tercer caso se mantienen casi uniformes sin mucha variabilidad, en el segundo caso se advierte un incremento paulatino pero significativo.

**Cuadro N° 2** .- Con ello se nota, en los primeros meses de 1937 con el método de conjunto de cuadros su producción ha disminuido con tendencia a desaparecer, haciendo un promedio a la fecha de tan solo del 3% , con una eficiencia mas baja (1,83) que a la del período analítico anterior.

Con el de corte y relleno descendente incrementó su producción llegando al 26% con una eficiencia que subió también al 5,09 toneladas/hombre-guardía.

La producción con el de corte y relleno ascendente se mantiene al 71% con una eficiencia ligeramente invariable (5,11).

En resumen, la producción esta diseñada de la siguiente manera : con el método de corte y relleno descendente producir el 30 % del tonelaje total con

una eficiencia de 5,43 t/hombre-guardía, y el 70% con el método de corte y relleno ascendente con una eficiencia de 7,58.

Es decir este año desaparece el conjunto de cuadros como método de explotación.

**Cuadro N° 3.-** Como referencia tenemos este cuadro, bastante elocuente, de la producción de la mina Yauricocha (sección 4), otra unidad de esta misma empresa, donde se aplica el método de corte y relleno descendente ya con bastante antigüedad y destreza práctica.

Se distingue la producción en 1986 con este método desarrolló una eficiencia promedio de 6,30 t/hombre-guardía, con operaciones de similares características a las nuestras. Valor aquel superior al nuestro (4,52).

**Cuadro N° 4 .-** Gracias a este cuadro, en 1987 en la unidad de Yauricocha en la sección 4, con el método de corte y relleno descendente se obtuvo a la fecha una eficiencia promedio de 10,22 t/hombre-guardía. Valor éste, también superior al nuestro (5,09).

**Cuadro N° 5 .-** Nos muestra los costos directos e indirectos por métodos de explotación en 1986. Re -

salta el costo mas alto correspondiente al método de conjunto de cuadros, y el menor costo al método de corte y relleno ascendente.

**Cuadro N° 6** Para los primeros meses de 1987, este cuadro nos hace ver igualmente los costos directos e indirectos.

Como se nota el mayor costo origina el método de conjunto de cuadros; es más, con relación a 1986, se incrementó desmesuradamente, mientras que con el método de corte y relleno descendente aumentó casi insignificativamente.

**Cuadro N° 7** .- Este cuadro nos ilustra, los costos directos e indirectos por métodos en 1986, en la unidad de Yauricocha en la sección 4, por métodos de explotación.

Como se aprecia, el costo de producción del método de conjunto de cuadros es el más bajo que el de los dos restantes; fué precisamente por el oportuno y momentáneo uso de relleno detrítico disponible.

**Cuadro N° 8** Gracias a ello, podemos analizar los costos directos e indirectos durante los primeros meses de 1987, en la unidad de Yauricocha (sección 4), de los tres métodos.

Como debe ser realmente, el costo de producción del método de conjunto de cuadros es el más elevado, y como resalta, prácticamente viene a ser mas del doble que el de los demás métodos.

**Cuadro N° 9 .-** Con este cuadro visualizamos, los diferentes rubros que intervienen en el análisis de los costos directos por métodos, y en particular corresponde al mes de Enero de 1,987.

**Cuadro N° 10.-** Este cuadro nos permite ver, la programación de los costos directos para el primer semestre de 1987, para el método de corte y relleno descendente y para el de corte y relleno ascendente, ya que, el conjunto de cuadros desaparece como método de explotación desde este año.

En esta programación se usan los factores unitarios, como se estima normalmente en esta empresa, para la determinación de los costos directos de los diferentes de los dos métodos.

Se puede apreciar, además, el costo unitario de producción para cada uno de los referidos métodos, proyectado para este período de 1987.

### **3.6 Condiciones básicas para la aplicación del método**

Entre los principios fundamentales que se han to-

mado en consideración, para la aplicación del método de corte y relleno descendente, podemos citar :

- a.- **La firmeza del mineral** , catalogada como no firme y quebradiza, en consecuencia necesita un techo firme; con este método lo proporciona la loza del relleno hidroneumático.
- b.- **El buzamiento** de la veta, considerado como fuerte por tener mayor que  $60^{\circ}$ ; de esta manera se elimina la posibilidad de afectar y debilitar las cajas y perder mineral durante la explotación.
- c.- **La resistencia de las cajas**, con este método se le dá la fortificación necesaria por estar catalogada como no firme o blanda.
- d.- **La seguridad**, con este método se le proporciona un ambiente altamente confortable y seguro.
- e.- **El valor del mineral** , considerado como alto, por sobrepasar los US. \$ 50,00. Este método garantiza la extracción total o la mínima pérdida de explotación.
- f.- **La potencia de la veta**, para la aplicación del método se requiere mínimo 1,5 m, y favorable mayor de 3 m. Este yacimiento reúne esta cualidad.

g.- La regularidad geométrica de la veta, factor muy favorable en toda su longitud.

**3.7 Ventajas e inconvenientes del método .-** Entre las principales ventajas tenemos:

a.- El método es bien seguro, por tener el techo firme por la presencia de la loza. Otorgándole confianza a la gente, con la repercusión psicológica positiva.

b.- La recuperación es bien alta, se eliminan los derrumbes.

c.- El rendimiento es alto, en consecuencia proporciona una mayor disponibilidad de personal para otros quehaceres.

d.- Alta selectividad de mineral debido a la capacidad de arranque diferencial.

e.- Predisposición muy favorable a la mecanización.

f.- Menor cantidad de trabajos de reparación y mantenimiento de labores y chimeneas de extracción.

g.- Los trabajos en la explotación son bien simples.

h.- Bajo consumo de madera.

Entre los principales inconvenientes se puede citar:

a.- La superficie de ataque es limitada.

- b.- La existencia de cierta rigidez en la secuencia de los trabajos.
- c.- La contaminación del mineral, con algo de cemento, por desprendimiento de fragmentos de loza.
- d.- Para el arranque de mineral, no se aprovecha la gravedad.
- e.- Resulta difícil rellenar las labores al 100%
- f.- Las fugas de relleno requieren especial cuidado para efectos de la limpieza.

**3.8 Planificación del método .-** Como lo hemos indicado al inicio del presente capítulo, y para una mejor presentación didáctica, la aplicación del método lo enfocaremos separadamente en los capítulos siguientes.

Al tratar sobre el método orientado a la recuperación de blocks, nos vamos encontrar con situaciones operacionales repetitivas, las que obviaremos mencionando las ubicaciones correspondientes.

## CAPITULO IV

### 4. CORTE Y RELLENO DESCENDENTE APLICADO COMO METODO DE EXPLOTACION

4.1 **Generalidades** .- Ante la situación, de estar prácticamente imposibilitados de seguir explotando con el método de conjunto de cuadros, con los frecuentes problemas de sostenimiento y sus secuelas económicas negativas, originados por las peores condiciones del terreno, quedó arraigada la aplicación del corte y relleno descendente como método de explotación, como una sustitución sustancialmente justificada.

Esta justificación evidentemente se manifiesta por su alta eficiencia y su amplia ventaja económica por las mejores condiciones de seguridad, obtenidas, durante su ejecución.

Para la aplicación de este método se requiere el uso de una chimenea de extracción, como medio

de transferencia común para dos tajeos, que se trabajan a ambos lados de ella. No necesariamente estos tajeos tienen que estar a la misma cota, pueden ser trabajados indistintamente en diferentes pisos.

Una vez concluida la explotación de todo el mineral del tajeo, se procede a rellenar previa realización de todas las operaciones pertinentes. En la primera etapa una loza de relleno hidroneumático con mezcla de cemento con una proporción en peso de 1 : 6, y en la final una sobreloza de relleno hidroneumático pobre.

El relleno hidroneumático es el producto de un proceso de preparación aplicado al material acumulado en los taludes naturales y que, para el efecto de su transporte por tuberías, tiene que ser mezclado con agua. Al producto sin esta mezcla lo denominaremos materiales preparado o chancado.

En la apertura del tajeo inferior, aparecerá en el techo la loza antes descrita, que trabajará como sostenimiento y que será complementada con la fortificación de madera.

Los pormenores de las demás operaciones se desarrollarán en las páginas siguientes.

## 4.2 Equipamiento y materiales para las operaciones

Con relación al equipo tanto mecánico como eléctrico, del mismo modo, los materiales implicados durante las operaciones en este método de corte y relleno descendente con rellenos hidroneumático, citaremos a continuación

**4.2.1 Para la perforación** .- Esta operación se realiza con máquinas perforadoras livianas, tipo jack leg, en su mayoría de marca Ingersoll Rand, modelo JR-300 y JR-38 C.

Los barrenos usados son integrales, exagonales y de 7/8" Ø, mayormente de fabricación brasileña.

**4.2.2 Para el acarreo de mineral** .- La limpieza y el traslado de mineral de los tajeos a las tolvas de extracción, se realiza con winchas eléctricas y rastrillos.

Estas winchas generalmente son de marca A.H. Pillman modelo F. M., de 2 tambores pudiendo variar su potencia entre 10 y 25 HP. La otra marca usada es Joy Sullivan. Las características de sus motores son :

Tipo .....	NV 180 M4
Potencia .....	15 HP a 4500 msnm.
Factor de servicio	1,15

Velocidad .....1750 RPM  
 Tensión eléctrica.440 V.  
 Frecuencia ..... 60 Hz.  
 Arranque.....directo  
 Forma constructiva con bida y eje es  
 pecial  
 Peso .....172 kg cada uno.  
 Precio.....I/.50000,00

La proveedora de estos motores es la firma nacional Delcrosa.

Los rastrillos usados son proveídos por la firma Fundición Callao, o son fabricados en nuestros talleres; las dimensiones varían entre 0,66 m y 1,0 m. Sus características son las siguientes: capacidad de 0,13 m<sup>3</sup>, carga útil de 0,32 t, peso de 0,30 t para un ancho de 1,0 m.

Para la operación de rastrillaje se usan cables de 3/8" Ø para el retorno y de 1/2" Ø para la tracción.

**4.2.3 Para el sostenimiento** .- Entre los principales materiales o elementos que intervienen para cumplir este cometido, tenemos a continuación:

**a.- La madera** .- Especial y generalmente es utilizada en forma de redondos y tablas, procede en su mayoría de la región central del país

(Jauja y Huancayo).

Los redondos trabajan como postes y sombreros, son de 10 pies de longitud por 8 o 10 pulgadas de diámetro.

Como el eucalipto es la especie de madera mas utilizada, para nuestros cálculos emplearemos sus características estudiadas por el Ing° Jorge Bueno, en su obra "Postes de madera para líneas aéreas de conducción de energía", y son las siguientes:

Contenido de humedad .. ..... 96 %

Flexión estática :

- Módulo de ruptibilidad ..... 678 Kg/cm<sup>2</sup>

- Módulo de elasticidad ..... 122,11x10<sup>3</sup> Kg/cm<sup>2</sup>

Compresión paralela:

- Esfuerzo límite proporcional ..... 232 kg/cm<sup>2</sup>

- Carga máxima ..... 305 kg/cm<sup>2</sup>

- Módulo de elasticidad ..... 134,967x10<sup>3</sup> Kg/cm<sup>2</sup>

Compresión perpendicular ..... 50 kg/cm<sup>2</sup>

Dureza :

- Extremos ..... 511 kg

- Lados ..... 571 kg

- Cizallamiento ..... 91 kg

- Tensión perpendicular ..... 63 kg

Densidad :

- Densidad básica, basada sobre peso seco y

volúmen seco al horno.....	0,57
-Densidad basada sobre peso y volúmen seco al horno .....	0,74
Contracción :	
-Radial .....	6,1
-Tangencial .....	14,6
-Volumétrica .....	20,0

Como la comercialización de la madera se hace aún en el sistema inglés, las dimensiones y los cálculos relativos a ella se harán en este sistema, salvo en casos necesarios se expresarán en el Sistema Legal de Unidades de Medida del Perú(SLUP).

Las tablas se utilizan para el entablado del piso y el enrejado frontal en la preparación para relleno. Sus dimensiones son 2" x 6" x 5'

**b.-La loza .-** Es un conglomerado pétreo artificial, producto de la mezcla del material preparado con agua y cemento, en una proporción en peso de 1:6. Es decir una parte de cemento con seis partes de material preparado o chancado.

Trabaja como un techo firme y permanente mientras dure la explotación del tajeo.

**c.-El crudo sintético .-** Es un tejido de polipropileno de 100 g/m<sup>2</sup>, tiene un ancho de 1,5 a 2 m y viene en rollos. Los distribuye Sacos del Sur S.A.

a un precio de I/, 5,00/m<sup>2</sup>.

Este material se utiliza en la preparación para relleno con la finalidad de contener los finos en los tajeos.

**4.3 Preparación de un área de explotación .** Consiste en la realización de todos los trabajos previos para la explotación del yacimiento como tajeo, desde la comunicación de chimeneas hasta la colocación de la primera loza de relleno hidroneumático. Es tas preparaciones las exponemos a continuación :

**4.3.1 Las galerías principales .-** Son labores desarro-lladas tanto en el nivel superior como en el infe-rior, para delimitar en altura el área de explotación del yacimiento. Generalmente son aplicadas paralelamente y bien próximas a la veta o sobre ella, teniéndose en cuenta la resistencia del te-rreno. La sección es de 7' x 8'.

Las funciones de estas preparaciones son de transporte de mineral, acceso, ventilación y otros servicios. Básicamente la galería del nivel supe-rior sirve para la instalación de tuberías de agua y aire, tuberías de relleno hidroneumático, líne-as eléctricas y para el transporte de materiales; mientras que la galería del nivel infeior sirve principalmente como medio de drenaje del agua progr

veniente del relleno hidroneumático y también como vía de acarreo de mineral. Para mejor ilustración ver los planos N° 5,6 y 7.

**4.3.2 Las chimeneas de extracción .-** Son labores realizadas para delimitar el área de explotación del yacimiento en amplitud, y corridas generalmente sobre veta, con fortificación de madera los dos compartimientos, de 5'x5' de sección cada uno. Un compartimiento sirve de camino y el otro de tolva.

Las funciones de estas preparaciones son de conducción de mineral, como medio para la instalación de tuberías de agua, aire y de relleno, líneas eléctricas, etc.

La distancia entre chimeneas es de 60 metros, una dos galerías con una altura de 50 metros. Ver el plano N° 7.

Es decir conducirá el mineral proveniente de los tajeos en rotura a cada lado de ella hasta terminar el block de mineral, por lo que debe asegurarse una buena duración de estas chimeneas.

A cada lado de la chimenea, desde el primer corte hasta el último totalizan 17 tajeos, es decir cada block de mineral tendrá 34 tajeos. Anali

zando el tonelaje total que conducirá cada chimenea de extracción, tenemos el siguiente cálculo :  
(2x30m de longitud) (3m de potencia)(50m de altura) (3,27t/m<sup>3</sup>) = 60x3x50x3,27t = 29430 t.

En vista del presente análisis, a la tolva de cada chimenea se refuerza con un anillado de madera aserrada, para asegurar una duración de por lo menos 18 meses de vida.

Para evitar paralizaciones en la explotación, por reparaciones, es recomendable hacer las chimeneas de extracción con 3 compartimientos, de tal modo que una tolva quede a cada lado del camino.

**4.3.3 Los sub-niveles .-** Son labores que se realizan en el último piso de un block, a partir de la chimenea de extracción. Utilizan un sostenimiento con cuadros de madera aserrada de 2 metros de altura por 1,5 de ancho.

Cada sub-nivel tiene 30 metros de longitud, y para su funcionamiento como preparación de tajeo debe tener un ancho de 3 metros, en consecuencia se aplicarán dos filas de cuadros. En resumen, las dimensiones de los sub-niveles son : 30m x 3m x 2m . Ver los planos N° 5 y 7.

Como se advierte, cada block de mineral tiene

dos sub-niveles de preparación, uno a cada lado de la chimenea de extracción, en las cuales se colocan su propia loza de sostenimiento.

Una vez concluido el sub-nivel se efectúa la preparación para relleno, procediendo posteriormente al relleno con una loza y después con una sobreloza.

**4.4. Las dimensiones de los tajeos** Son parámetros que guardan cierto rango de variabilidad, relacionados con factores como la naturaleza del terreno, las particularidades del trabajo y los aspectos de seguridad. Para mayor ilustración de las dimensiones de los tajeos, ver el plano N° 8.

**4.4.1 Anchura del tajeo** - El ancho de los tajeos depende de los siguientes factores:

- a.- La resistencia de la loza del techo, relacionada con su calidad.
- b.- La firmeza del mineral.
- c.- Las presiones laterales, condicionadas por la resistencia de las cajas.
- d.- Y en última instancia, para nuestro caso particular, la limitación por la potencia de la veta.

Cabe mencionar que los tajeos estrechos son favorables para la concentración de la corriente

de la ventilación. Un tajeo en forma estrecha pero alargada puede proporcionar un rendimiento de extracción considerable y de esta forma no queda al descubierto una superficie grande de techo.

Para una comprensión didáctica vamos estandarizar este parámetro a 3 metros.

**4.4.2 Altura del tajeo .-** El alto de los tajeos está limitado por los siguientes factores:

- a.- La firmeza del mineral.
- b.- La resistencia de las cajas.
- c.- La facilidad de trabajo del personal. Para tajeos muy altos el personal para trabajar necesitaría andamios de madera.
- d.- La accesibilidad. En tajeos muy bajos sería dificultoso el traslado del personal, el transporte de materiales, equipos, etc.
- e.- La seguridad, los tajeos de altura menor son más favorables que otros.

Se puede añadir, cuando los tajeos son de altura demasiado grande, la corriente de ventilación se dispersa considerablemente, disminuyendo desfavorablemente su velocidad.

Con el mismo propósito lo vamos estandarizar a 3 metros.

**4.4.3 Longitud del tajeo .-** El largo del tajeo está limitado por los siguientes factores:

- a.- La resistencia de la loza del techo.
- b.- La naturaleza del terreno. Si existen grandes presiones, la ventaja de los tajeos de gran longitud es dudosa, ya que originarían una alteración de la marcha regular de los ciclos de trabajo.
- c.- El rendimiento de la extracción. Cuya disminución está relacionada con el incremento de la longitud de los tajeos.
- d.- La seguridad del personal, en tajeos largos es menor que en tajeos cortos, sobre todo cuando el terreno es poco firme.

En el presente trabajo lo vamos estandarizar a 30 metros.

**4.5 Preparación para relleno hidroneumático .-** Esta etapa consiste, en la realización de todos los trabajos previos y necesarios, para el tendido de la primera loza de relleno hidroneumático, en el piso del sub-nivel. Aquella loza servirá como techo en el primer corte del tajeo en el piso inferior.

Una vez concluida la limpieza de mineral del sub-nivel, se realizan los siguientes pasos:

- a.- **Tendido de cables usados .-** Es la primera ope

ración que se realiza a lo largo del sub-nivel, tendiendo 2 cables usados de 1/2"Ø, paralelos a su eje mayor y pegado cada uno al ángulo inferior y lateral correspondiente.

Durante la explotación servirán como puntos de fijación de la polea, en el rastrillaje de mineral en el corte siguiente del tajeo.

Esta operación se realiza como una alternativa cuando se tiene problemas en la limpieza de mineral, con winchas de arrastre.

- b.- Tendido de redondos de madera .-** Consiste en la colocación de redondos de 3 metros de longitud por 8 o 10 pulgadas de diámetro, en forma transversal al eje mayor del sub-nivel, espaciado a 1,5 metros, desde la entrada hasta el tope del mismo y sobre los cables, antes mencionados. Para mejor ilustración ver el plano N° 9.

Aquellos redondos tienen el fin principal de trabajar como un elemento de sostenimiento del tajeo, que en concurso con los postes, la loza y la sobreloza constituyen su sostenimiento total.

A lo largo del tajeo se emplean :  
 $(30/1,5) + 1 = 21$  redondos.

- c.- Entablado .-** Esta operación se realiza en el

piso del sub-nivel y en su cara frontal.

El entablado en el piso se hace fijando las tablas con clavos de 5" en los redondos tendidos (mencionados anteriormente). Entre ellas se deja un espacio de 0,1524 metros, equivalente al ancho de una tabla.

Tiene la finalidad de proporcionar una superficie plana y uniforme a la loza de relleno hidroneumático. Como las dimensiones de las tablas usadas son : 0,1524 m de ancho, 0,0508 m de espesor y 1,524 m de largo, la cantidad de tablas usadas en el piso del sub-nivel es:  
 $20 \times 3 / (0,1524 + 0,1524) = 197$  unidades.

El entablado en la cara frontal del sub-nivel (que dá a la chimenea de extracción), se realiza fijando previamente un puntual de redondo, a la mitad del ancho y al inicio del sub nivel

Como en el entablado anterior, se deja un espaciamento similar entre las tablas, de dimensiones ya descritas.

Tiene la finalidad de contener y controlar el drenaje del agua proveniente de relleno hidroneumático. La cantidad de tablas usadas en la cara frontal del sub-nivel es:

$2 \times 3 / (0,1524 + 0,1524) = 20$  unidades.

En caso que hubiere mineral por explotar-todavía, se enrreja el lateral correspondiente

**d.- Instalación de tubería de entrada de relleno hidroneumático .-** Consiste en la conexión de tubería principal que baja por la chimenea de extracción, hacia la entrada del sub-nivel. Esta tubería conectada debe ir pegada al techo y colineal al eje mayor, además debe sobresalir por lo menos 1 metro hacia el interior del entablado frontal o de la barrera intermedia del sub-nivel. Ver el plano N° 10.

La intención es efectuar un relleno total del sub-nivel, pero como el relleno tiene un ángulo de reposo de 6° aproximadamente, y gracias a la fuerza impelente que es depositado, la práctica nos ha enseñado tener por lo menos 2 puntos de relleno. Para tal efecto se establece la colocación de una barrera intermedia, en el sub-nivel o tajeo cuya longitud sobrepase los 75' , como es el caso nuestro; así rellenar el sub-nivel en dos partes y en retirada.

En el plano referido se nota la instalación de tubería para el primer tramo, correspondiente a la barrera intermedia.

e, - **Colocación de crudo sintético** , - Consiste en recubrimiento interior de la entrada del sub-nivel con el crudo sintético, con la finalidad de contener los fijos de relleno hidroneumático, asegurándose al entablado frontal y paredes con clavos de 3".

Es necesario colocar también, en la barra intermedia, como en el entablado lateral en caso que siga la explotación de mineral adyacente.

Para evitar la posibilidad de fugas, se amplía el recubrimiento de crudo sintético, 2 metros sobre el piso y paredes del sub-nivel.

#### **4.6 Relleno Hidroneumático**

**4.6.1 Generalidades** .- El relleno hidroneumático es un sistema de tres fases que consta de parte sólida, líquida y gaseosa; es decir es una mezcla de arena (material preparado), cemento y agua, que es transportada por una corriente neumática a través de tuberías.

La acción del agua no es como medio de transporte, sino lo suficiente para realizar la hidratación del cemento en la mezcla del relleno hidroneumático, conducentes al fraguado y la obtención de la loza.

El aspecto mas importante que se debe conocer en la técnica de la loza, es que la resistencia es prácticamente proporcional a la relación cemento/agua (en peso).

Cabe mencionar, que no hay la posibilidad de hacer uso de los relaves de concentradora, para efectos del relleno hidráulico, por la enorme distancia que media desde la mina.

Por lo que al tocar algunos aspectos de comparación se realiza solamente con fines referenciales.

**4.6.2 Historia** .- Someramente se enuncia a continuación, la aparición, y establecimiento de su uso en las minas.

a.- Las primeras experiencias de relleno hidroneumático fueron realizadas en 1924 por el sindicato obrero de Oelnits en Sajonia, utilizando rocas trituradas en molinos de bolas, impulsadas por una bomba soplante a través de una tubería de 6" de diámetro.

b.- En el Perú, por primera vez en 1972 se comienza experimentar en la mina Yauricocha, y se introduce el método de explotación de corte y relleno descendente.

c.- Con una tecnología propia, en 1975 se arranca la aplicación del sistema de relleno hidroneu

mático, en la mina Carahuacra, para el corte y relleno ascendente. Para esta época se hace notoria la extensión del uso de este sistema de relleno, por ejemplo podemos citar a la mina de Raura.

d.- Desde 1982 se hacen los primeros experimentos en la mina San Cristobal en la aplicación del uso de este relleno, llegando a la fecha como parte integrante de su sistema de explotación descendente, después de minuciosos estudios en laboratorios y gabinetes.

Cabe añadir que al inició de su uso se aplicó en el sistema de explotación ascendente.

e.- En Francia, en la mina de uranio de Lodeve, desde 1984 se hace uso a gran escala de relleno hidroneumático.

**4.6.3 Ventajas e Inconvenientes de su uso .-** Entre algunos de las ventajas frente al relleno convencional tenemos:

a.- El transporte por tuberías es mas eficiente.

b.- Al introducirlo en los tajeos no requiere esparcirlos.

c.- Las labores de forma irregular son rellenadas casi totalmente.

d.- Mejora el ambiente de trabajo en las áreas ca-

lientes.

- e.- Reduce la cantidad de polvo.
- f.- Aumenta la disponibilidad de carros metaleros y locomotoras en la mina.

Frente al relleno hidráulico guarda otras ventajas.

- g.- Se introduce a los tajeos mayor porcentaje de sólidos ( $\pm$  85%) y menor porcentaje de agua.
- h.- Como se introduce poca cantidad de agua y no hay pérdida de finos, origina menor costo en mantenimiento y limpieza de chimeneas, galerías, etc.
- i.- La relación de cemento/agua es mayor porque la pérdida de finos es mínimo, como consecuencia dá mejores lozas,

Los principales inconvenientes con relación al relleno convencional e hidráulico son los siguientes:

- a.- Requiere un gasto adicional en la preparación del material para relleno.
- b.- Necesita un gasto adicional en el consumo de energía neumática (aire comprimido).
- c.- Origina mayor fricción en la tubería, que implica mayor consumo que en el relleno hidráulico.
- d.- Es más costoso que el relleno hidráulico, ana-

lizando solamente el medio de transporte.

e.- No rellena los tajeos como debe esperarse, por su menor fluidez que el relleno hidráulico.

**4.6.4 Aplicabilidad** .- En resumen, se puede aplicar el relleno hidroneumático en los siguientes casos:

a.- Cuando no se dispone de relave de concentrado ra .

b.- Cuando no se desea introducir gran cantidad de agua a la mina, para evitar problemas de sostenimiento.

c.- Cuando se requiere buenas lozas de alta resistencia.

d.- Cuando se requiere relleno adaptable a cualquier método de minado.

e.- Cuando las presiones sobre los tajeos abiertos son extremadamente altas.

f.- Cuando hay disponibilidad de material adecuado (arenas calcáreas).

**4.6.5 Requisitos fundamentales** .- Uno de los requisitos que conlleva un buen relleno hidroneumático, es su tendencia a una rápida compactación, para reducir el ciclo de minado y/o el tiempo de espera para reiniciar la rotura del tajeo; del mismo modo la magnitud de su resistencia debe evitar el movi

miento de las cajas laterales y el desmoronamiento del mismo.

Con relación a la cantidad de relleno, en San Cristobal tenemos gran volumen de material de buena calidad para satisfacer la necesidad de la mina, proveniente de los taludes naturales en sus cercanías.

Mensualmente se necesitan  $1124 \text{ m}^3$  de relleno hidroneumático, correspondiente al 30% de la producción por el método de corte y relleno descendente. En términos de tonelaje sería:  
 $1124 \text{ m}^3 \times 2,11 \text{ t/m}^3 = 2372$  toneladas métricas, que representa la cantidad de relleno sólido de arena cemento después de eliminado el agua.

Los requisitos de calidad que consideramos son importantes se resumen en los siguientes aspectos:

a.- **Resistencia al hundimiento** .- Esta resistencia, tanto para el personal, equipo, etc., es función de la cohesión y del ángulo de fricción interna del relleno.

Este requisito es básico y necesario para los tajeos de corte y relleno ascendente, mientras que para nuestro caso es aplicable en situaciones esporádicas.

La cohesión y el ángulo de fricción interna -

son variables que se pueden manejar en función del contenido de cemento y a diferentes edades, según la necesidad de la resistencia máxima requerida.

Por ejemplo, a 36 hora un relleno con 7,75% de cemento tendrá una resistencia máxima de  $6,12 \text{ kg/cm}^2$ . Como sabemos la pisada del hombre produce  $0,5 \text{ kg/cm}^2$  y una máquina perforadora ejerce una presión de  $1,6 \text{ kg/cm}^2$

**b.- Resistencia a la flexión .-** Este requisito es fundamental en el método de corte y relleno descendente, porque la rotura de mineral se realiza por debajo de la loza de relleno hidroneumático.

Para alcanzar este requisito tiene que encontrarse la dosificación óptima del contenido de cemento, para darle a la loza buena resistencia capaz de soportar su propio peso y el de la sobreloza.

Como fruto de muchos años de experiencia se ha adoptado el uso de cemento en una proporción en peso de 1 : 6 en la mezcla de relleno hidroneumático.

Con esta proporción se consigue en San Cristóbal una resistencia a la compresión sobre  $55 \text{ kg/cm}^2$  en 4 días para una loza que exige 29

kg/cm<sup>2</sup>

c.- **Tipo de material** .- El material debe ser arena con alto contenido de óxido de calcio (CaO) y bajo contenido de sílice (SiO<sub>2</sub>) como máximo 6%, para reducir el desgaste por abrasibilidad de las tuberías y equipos, además ayudará el gragado de la mezcla de relleno.

El contenido de arcilla (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) debe ser mínimo para tener una loza de mejor resistencia y también no causar problemas en el bombeo por sus propiedades (barrosa).

En el cuadro N° 11 mostramos el resultado del análisis de composición mineralógica de tres muestras efectuado de uno de los depósitos naturales.

d.- **Coefficiente de uniformidad**.- Está definido como la razón del diámetro más grande que se encuentra en el 60 % de fracción acumulativo(-) del material, al diámetro de la partícula de mayor tamaño presente en el 10% de fracción acumulativa (-) del mismo.

No obstante de la condición de ser meramente un número abstracto, en cierto grado dá a conocer las cualidades de un relleno. Experimentalmente se ha podido fijar que el coeficiente de uniformidad mas apropiado para el relleno

hidroneumático está alrededor de 7, Este coeficiente y la velocidad de percolación están relacionados entre sí, guardando una proporcionalidad inversa. Para mayores valores del coeficiente de uniformidad, que indica la presencia de gran cantidad de partículas finas, causa la difícil percolación del agua, aunque facilitan el transporte con el consiguiente ahorro de aire comprimido.

En el caso contrario indica la presencia de una baja concentración de partículas finas en el material, pues la percolación del agua es mayor con tendencia a producirse el fenómeno del "embudo" y el desgaste de tuberías y el origen de los atoros durante el bombeo de relleno. Pero la ventaja es que se obtienen lozas de mayor resistencia, por otro lado las partículas finas son acarreadas por el agua, a las galerías, caminos ocasionando problemas.

**e.- Velocidad de percolación .-** Llamado también radio de percolación, consiste en la rapidez de la circulación del agua a través de la masa granular del relleno, exclusivamente por acción de la gravedad.

El valor de este parámetro nos permite visualizar la rapidez con que un relleno pasará

del estado de pulpa al de un cuerpo granular firme. Además este criterio es usado como medida de comparación entre dos rellenos.

La permeabilidad de una masa granular se halla supeditada a la influencia de una serie de factores y propiedades como: Índice de huecos, granulometría de sus partículas, composición mineralógica de la masa granular, la estructura u ordenamiento de las partículas, la presencia de agujeros, fisuras, etc.

Basados en experiencias de trabajo de muchos años este valor debe fluctuar para el caso de relleno hidroneumático entre 5 y 15 pulgadas/hora. Para valores inferiores de esta velocidad indica una lenta eliminación del agua, demorando el ciclaje de rotura; y en caso contrario origina el fenómeno del "embudo"

Este fenómeno consiste en la formación de pequeños conductos en el interior del relleno, mediante los cuales fluye la pulpa a velocidades altas, ensanchándolos progresivamente hasta derrumbarse, afectando la seguridad, la producción y ocasionando fuerte abrasión en las tuberías.

**4.6.6 Densidad de pulpa** .- Es la relación entre el peso

del relleno hidroneumático y el volúmen del mismo. Como sabemos la mecánica del relleno es esencialmente mecánica de suelos; y para describir sus distintos aspectos normalmente se utilizan los siguientes conceptos, que son los mas importantes:

a.- **Indice de huecos.**- Es la relación de volúmen de huecos al volúmen de sólidos. Se le llama también proporción de vacíos.

b.- **Grado de saturación.**- Es la relación del volúmen de agua en los huecos al volúmen total de huecos.

c.- **Contenido de humedad.**- Es la relación del peso de agua en la masa al peso de sólidos.

Para efectos de cálculo relacionado a otras propiedades, se tiene los siguientes valores:

**Para la arena :**

Gravedad específica : ..... 2,6 - 2,7

Densidad en el depósito : ..... 2,0 t/m<sup>3</sup>

Densidad suelta : ..... 1,94 t/m<sup>3</sup>

**Para el cemento:**

Tipo : Pórtland ASTM-1

Gravedad específica : ..... 1,4

**Para la mezcla o pulpa y loza:**

Densidad de la pulpa: ..... 2,03 - 2,09 t/m<sup>3</sup>

% de sólidos en la mezcla : ..... 80 - 85

Densidad de la loza a los 4 días :  $2,11 \text{ t/m}^3$

**4.6.7 Análisis granulométrico** - Es importante tener presente la granulometría del relleno hidroneumático, ya que nos permite saber la proporción existente entre la cantidad de partículas de cada tamaño con respecto al total.

Al material que se presenta en los depósitos naturales, se pasa por una zaranda de malla  $1 \frac{1}{4}$ " donde se elimina alrededor de 3% de gruesos. El porcentaje de partículas entre  $\frac{1}{2}$ " y  $\frac{1}{4}$ " es alrededor de 10% y el resto es de menor tamaño cumpliéndose así la gradación ideal de las partículas.

El alto porcentaje de material zarandeado nos mostró que este depósito tenía un gran potencial de arena con solo zarandearlo, por ello las investigaciones se concentraron en este material.

El análisis de malla correspondiente se halla en el cuadro N° 12 y en el gráfico N° 1, con un coeficiente de uniformidad de 7,8.

**4.6.8 Instalaciones** .- Entre ellas tenemos básicamente la planta de mezclado, las bombas neumáticas y la red de tuberías. Pero con una visión futurista contamos con una planta de chancado, que también será materia de descripción, cuya función en la

actualidad es proveer material de relleno en reserva de mejor calidad que el material zarandeado.

a.- **Ubicación de las plantas y bombas** .- Se realizó bajo los siguientes criterios:

- La influencia sobre las áreas de explotación presentes y futuras.
- La elevación de las plantas.
- Facilidad en el mantenimiento de las plantas y las líneas de tuberías.
- Aprovechamiento de las instalaciones existentes.
- Facilidades para almacenar arena.
- Evitación de los peligros del movimiento del terreno.
- Distancia al depósito principal de arena.
- Aprovechamiento de una chimenea comunicada a superficie, para alimentar relleno por gravedad.

La planta de mezclado y el silo están instalados en superficie cerca a la comunicación de una chimenea, para usar sus facilidades y alimentar por gravedad la bomba del nivel 120, también situada cerca a la referida chimenea.

La planta de chancado se halla muy próxima a los depósitos de relleno.

b.- **Planta de thancado.-** Resumidamente vamos describir como sigue:

- Los volquètes descargan relleno en una tolva cónica con capacidad de 200 t.
- En el fondo de la tolva hay una parrilla de rieles que permite pasar gruesos de hasta 8" de diámetro, fragmentos mayores se rompen sobre la parrilla.
- Debajo de la parrilla está instalado un alimentador de orugas, que al vaciar la carga a una faja transportadora, conduce a una zaranda vibratoria que clasifica el material en finos + 1/2" y - 1/2" de diámetro. Los finos van a un clasificador donde se obtiene arena, el material -1/2" hasta 1/2" de diámetro se clasifica en la malla inferior de la zaranda, marchando por una faja a la tolva de descarga.

Las partículas de mayores dimensiones pasan a una chancadora primaria de 4" de abertura en cuya descarga hay una faja transportadora que conduce a la chancadora Symons regulada para preparar material que no exceda de 3/4" aunque la mayor proporción es de -1/2".

Todo este material chancado es transportado por una

faja a una cancha de acumulación, para su posterior transporte, con volquetes y un cargador frontal, a la planta de mezclado distante 700 metros. El gráfico N° 2 muestra el esquema de esta planta.

**c.- Planta de mezclado.** La planta principal es "Chumpe", que está instalada de tal modo que desde su posición, con una chimenea se reparte carga a todos los tajeos. La descripción de esta planta se puede resumir así:

- El material chancado y seleccionado se transporta de la planta de chancado a la tolva de la planta de mezclado cuya capacidad es de 150 toneladas.

Con una wincha eléctrica de 15 HP se jala el material a una tolva de  $0,80 \text{ m}^3$  la misma que descarga a una faja transportadora que conduce a una mezcladora de  $1 \text{ m}^3$  de capacidad (se necesita una para reserva).

- La alimentación del cemento se hace en forma manual.
- El agua igualmente es regulada por control mecánico.
- La mezcla se descarga a la bomba del nivel - 120, donde se impulsa a los tajeos a través de tuberías. El gráfico N° 3 muestra el es

quema de esta planta.

d.- **Bombas neumáticas** .- La bomba del nivel 120, la única por el momento y está ubicada en la proyección vertical de la planta de mezclado, su objetivo es rellenar la parte alta de la mina. Se está implantando la instalación de otra bomba en este nivel, con otra línea independiente y evitar paradas por reparación o mantenimiento, del mismo modo optimizar la utilización de la capacidad de la planta de mezclado .

La capacidad de la bomba es de  $1,0 \text{ m}^3$  y es fabricada por Centromin Perú S.A., tiene forma cilíndrica y con paredes de  $7/8"$  de espesor.

La descripción de sus mecanismos y sus partes se puede resumir así:

En su parte superior tiene un niple de 6" de diámetro, conectado a una válvula check por donde cae el material, previamente se descarga el aire en la bomba abriendo la válvula de desfogue. La carga baja por gravedad desde la mezcladora por una tubería de alta presión de 6" de diámetro; abriendo la válvula check y llenando la capacidad de la bomba, La cámara de bombeo tiene dos entradas de ai

re (tubos de 2" de diámetro) controladas por dos válvulas. La entrada por la parte frontal, junto a la tubería de descarga tiene el flujo dirigido hacia el interior y el fondo de la bomba; la finalidad de este flujo es poner en suspensión la carga, levantándola y disminuyendo su densidad.

- La otra entrada es por la parte posterior, a una altura de 8" del fondo, dividida en 2 inyectores con el flujo dirigido horizontalmente, tomando la responsabilidad de impulsar la carga por la boca de salida.
- Antes de bombear se cierra la válvula de desfogue e inmediatamente se inyecta aire comprimido por las 2 entradas, cerrándose automáticamente la válvula check; este aire impartirá a la carga su energía cinética, a tal punto que la presión del aire será mayor que la resistencia del peso de la carga y ésta salga proyectada por la tubería de salida alcanzando otro momento crítico según la distancia al tajeo, controlada por el manómetro.
- Vencida esta segunda resistencia la presión del aire baja bruscamente, señal que la carga llegó a su destino. En este momento se

cierra el ingreso de aire y nuevamente se repite la operación, para asegurarse que la tubería queda limpia para recibir otra carga. El gráfico N° 4 muestra el esquema de una bomba neumática.

**e.- Red de tuberías .-** Se resume de la siguiente forma :

- De la planta de mezclado situada en superficie, baja una línea de tubería de 6" a la bomba del nivel 120. Los tubos son victaulic de acero schedule 80.

A partir de esta bomba se tiene una red de tubería horizontal dirigida a los tajeos del referido nivel. Esta red sirve también para llevar carga bajando por otras chimeneas a los tajeos de los niveles inferiores (170 y 220)

- Los codos que se usan son de 45°, 90° y 135° y otros especiales.

**f.- Aire comprimido.-** Según el estudio de Ingeniería Industrial, el consumo de aire por la bomba es de 1200 pies cúbicos por minuto. Como una forma de mantener un volúmen de aire disponible y suficiente para su operación, se ha instalado un tanque de almacenamiento.

La presión de aire requerida como mínima

es de 60 libras/pulgada cuadrada.

**4.6.9 Cálculo de la cantidad de relleno .-** La capacidad de la planta está dada por el número de veces que puede alimentar a la bomba, por el número de bombeadas y por la cantidad de sólidos por bombeada.

La mezcladora de la planta Chumpe una vez alimentada a la bomba del nivel 120, reinicia la operación de mezclado mientras que ésta efectúa la descarga del relleno al tajeo; por consiguiente, el número de bombeadas dependerá del tiempo de mezclado, de la alimentación y de la distancia de la bomba al tajeo.

Conociendo los datos tenemos a continuación:

Distancia al tajeo :.....100 m  
 Tiempo de bombeo(promedio).....1 min 30 s  
 Capacidad de la bomba :..... 1 m<sup>3</sup>  
 Eficiencia del llenado ..... 75 %  
 Proporción de la mezcla : ..... 1 : 6  
 Densidad de la pulpa o mezcla:.....2,03 t/ m<sup>3</sup>  
 Gravedad específica de los sólidos: 2,6 - 2,7  
 Porcentaje de sólidos :..... 82 %  
 Peso de la pulpa por bombeada :  
 $1 \text{ m}^3 \times 0,75 \times 2,03 \text{ t/m}^3 = \dots\dots\dots 1,52 \text{ t}$   
 Cantidad de sólidos por bombeada:  
 $0,82 \times 1,52 \text{ t} = \dots\dots\dots 1,25 \text{ t}$

Cantidad de cemento por bombeada:  
 $1/7 \times 1,52 \text{ t} = \dots\dots\dots 0,22 \text{ t}$   
 Cantidad de agua por bombeada:  
 $13,2 \text{ galonres} = \dots\dots\dots 0,05 \text{ t}$   
 Bombeadas por hora:  $\dots\dots\dots 20$   
 Eficiencia en el bombeo (tiempo - bomba):  $75 \%$

**Cálculo de cantidades netas:**

Bombeadas/hora :  $0,75 \times 20 = \dots\dots\dots 15$   
 Cantidad de sólidos/hora:  $15 \times 1,25 \text{ t} = \underline{18,75 \text{ t}}$   
 Cantidad de cemento/hora:  $15 \times 0,22 \text{ t} = 3,30 \text{ t}$   
 Cantidad de agua/hora :  $15 \times 0,05 \text{ t} = 0,75 \text{ t}$

No podemos decir que estas cantidades son fijas, pues dependen de la densidad de la pulpa, del tiempo de bombeo o sea por la longitud de la tubería.

**4.6.10 Análisis del sistema de transporte del relleno hidroneumático .-** El relleno hidroneumático se transporta por medio de tuberías cuya sección está estandarizada a 6" de diámetro. Por la naturaleza del desgaste estas tuberías deben estar forradas interiormente con caucho, pero en San Cristobal no se hace uso de estos forros.

El sistema de tuberías, según las funciones que desempeñan y según los lugares donde actúan lo agruparemos de la siguiente manera:

a.- **Tuberías de acceso .-** Que conducen el relleno de la mezcladora a la bomba, en nuestro caso únicamente del nivel 120, que por el momento hay una sola línea, faltando completar la otra para evitar demoras antes rereridas.

La carga baja por acción de la gravedad a través de esta línea que por la larga duración requerida está conformada por tubos de acero extra fuerte schedule 80.

b.- **Tuberías verticales.-** Comprendidas entre la bomba del nivel 120 y los diferentes tajeos, que pasan por las chimeneas de los niveles inferiores.

El transporte del relleno a través de estas tuberías es impulsado por la bomba neumática.

e.- **Tuberías horizontales .-** Comprenden aquellas que distribuyen el relleno a través de las galerías de los diferentes niveles o subniveles hacia los tajeos.

Estas tuberías están instaladas en lugares bién accesibles por lo que no requieren de otras líneas auxiliares, ni de forros de caucho, por su facilidad al cambio.

El tranporte del relleno a través de estas

tuberías se realiza gracias al impulso neumático de la bomba y/o al impulso por la caída libre en las tuberías verticales.

Los empalmes de toda la red de tuberías son del tipo victaulic y brida. El diámetro o sección de las tuberías está ligado a la cantidad de relleno por transportar.

También es importante tener en cuenta que a mayor diámetro menor resistencia por fricción, del mismo modo disminuye la velocidad y crece el peligro de decantamiento de las partículas sólidas, lo cual se puede obviar con un pequeño incremento de agua.

A menor diámetro disminuye el riesgo de decantación de las partículas, aumenta el desgaste por fricción; pero los años de experiencia nos ha conducido a estandarizar a 6" de diámetro.

**4.6.11 Velocidad de transporte** .- Para una distancia de 100 m desde la bomba neumática al tajeo, y a una presión de aire de 60 libras/pulgada cuadrada, se han registrado los siguientes datos (promedio):

Tiempo de bombeo : .....1 min 30 s

Tiempo efectivo de descarga: ..... 31 s

El tiempo de bombeo es aquel correspondiente,

desde el momento que se abren las válvulas de entrada de aire a la cámara de bombeo, hasta el cierre de las mismas, asegurando la descarga total de la pulpa.

El tiempo efectivo de descarga es aquel registrado, desde el momento que se abren las válvulas de entrada de aire a la cámara de bombeo, correspondiente a la expulsión de la bomba de las primeras partículas, hasta la aparición de las últimas por el extremo final de la tubería en el tajeo.

Longitud equivalente del volúmen de pulpa:

..... . 41,12 m

Esta longitud corresponde al volúmen de pulpa igual a  $0,75 \text{ m}^3$  en la tubería de 6" de diámetro cuando se desplaza a través de ella .

En consecuencia, la velocidad de transporte será:

$$V_t = \frac{100 + \text{Longitud equivalente (m)}}{\text{Tiempo efectivo de descarga (s)}}$$

Reemplazando datos:

$$V_t = \frac{(100 + 41,12) \text{ m}}{31 \text{ s}}$$

$$V_t = 4,55 \text{ m/s}$$

El caudal de pulpa o mezcla ( $\text{m}^3/\text{min}$ ) está da

do por la expresión :

$$Q = 60 V_t A$$

Donde:

$$V_t = \text{velocidad de transporte ( 4,55 m/s )}$$

$$A = \text{sección de la tubería de 6" } \emptyset \text{ (0,01824 m}^2\text{)}$$

Reemplazando datos :

$$Q = 60 \times 4,55 \times 0,01824 \text{ m}^3\text{/min}$$

$$Q = 4,98 \text{ m}^3\text{/min}$$

a.- **Velocidad crítica de deposición** .- Es la velocidad que señala el límite entre la operación con y sin sedimentación. Su valor depende del tipo de pulpa, concentración, tamaño de las partículas, gravedad específica del sólido y del líquido o del medio.

La pulpa podrá ser clasificado en homogénea o heterogénea, dependiendo del tamaño y gravedad específica de las partículas. Por estos valores queda determinada como mezcla heterogénea.

La característica fundamental de una pulpa es la conservación de la individualidad del líquido en la mezcla, es decir que las partículas y el líquido se comportan independientemente.

La velocidad crítica de deposición (m/s) se cálcula mediante la siguiente expresión:

$$V_c = f \sqrt{2g K (d_s - d_l) / d_l}$$

Donde :

f = factor adimensional.

g = aceleración de la gravedad (9,81 m/s<sup>2</sup>).

D = diámetro de la tubería de 6"Ø (0,1524 m).

d<sub>s</sub> = densidad de los sólidos (2,65 t/m<sup>3</sup>).

d<sub>l</sub> = densidad del líquido (1 t/m<sup>3</sup>).

El factor adimensional está en función de la concentración y el diámetro de las partículas. Para un diámetro de 4,67 mm y una concentración de sólidos en peso de 85%, tenemos f = 1,36, avalada por el diagrama correspondiente.

Reemplazando estos datos tenemos :

$$V_c = 1,36 \sqrt{2 \times 9,81 \times 0,1524 (2,65-1)} \text{ m/s}$$

$$V_c = 3,02 \text{ m/s}$$

b.- Distancia horizontal de transporte.- Se denomina así a la máxima distancia horizontal que se desplaza la pulpa de relleno hidroneumático, debido a la velocidad imprimida por la caída. Está expresada por la siguiente fórmula :

$$L = \frac{h D \cdot 2g}{w v_t^2}$$

Donde:

$h$  = altura de caída (m).

$D$  = diámetro interior de la tubería (0,1524m).

$g$  = aceleración de la gravedad (9,81 m/s<sup>2</sup>).

$V_t$  = velocidad de la pulpa (4,55 m/s).

$w$  = coeficiente de resistencia, determinado por:

$$w = \frac{d(a + 0,0018)}{V_t D}$$

Donde :

$d$  = densidad de la pulpa (2,03 t/m<sup>3</sup>).

$a$  = constante 0,03 para pulpas según Schimid  
Fritzche.

Reemplazando :

$$w = \frac{2,03 (0,03 + 0,0018)}{4,55 (0,1524)}$$

$$w = 0,093$$

Análogamente en la fórmula general reemplazando y simplificando tenemos:

$$L = \frac{h(0,1524) (2 \times 9,81)}{(0,093) (4,55)^2}$$

$$L = 1,55 h$$

Quiere decir que el transporte horizontal es casi 2 veces la altura de caída.

**4.7 Operación de rellenado en los sub-niveles .-** Es el último paso a seguir en la preparación de un área

de explotación, para empezar el ciclo normal en un tajeo. Esta operación comprende 3 etapas, a saber:

**4.7.1 Rellenado de la loza .-** Consiste en el tendido de relleno hidroneumático en el piso del sub-nivel hasta una altura de 1 metro, producto de una mezcla de arena o material preparado con cemento, en una proporción en peso de 1 : 6. Ver el plano N° 11

Esta proporción se ha establecido después de realizar los estudios correspondientes, así como las pruebas de ensayos en laboratorio. Esta etapa demora 8 horas.

Con relación a las resistencias lo veremos más adelante cuando tratemos sobre sostenimiento y para mejor apreciación ver el apéndice I.

**4.7.2 Fraguado de la loza .-** Posterior al relleno de la loza, se deja unos 8 horas como mínimo para asegurar la decantación y sedimentación de la mezcla, para tener un buen fraguado.

**4.7.3 Rellenado de la sobreloza.-** Una vez asegurado el fraguado de la loza, se completa el relleno del sub-nivel totalmente, con mezcla pobre o sea sin cemento.

Esta etapa demora un promedio de 8 horas y concluida toda la operación de relleno, dando

paso al inicio de la rotura normal de un tajeo en el piso inferior, La altura es sólo 1 m,

**4.8 Secuencia de trabajo de los tajeos .-** Se llama así al conjunto de operaciones que se realizan en forma concatenada y siguiendo una orden, en un ciclo completo de producción de un tajeo, desde su iniciación hasta rellenarlo nuevamente y dejar expedito para el siguiente corte inferior.

Es necesario anotar, que el personal normal de minado en un tajeo está integrado por 2 hombres, de los cuales uno de ellos es el encargado y responsable directo.

Según el diagrama N° 1, el total de días empleados para un ciclo completo es de 21 días, es decir 42 guardias, u 84 tareas, que castigadas con un 20% dan 101 tareas. Esto, porque en ciertos casos solemos poner personal adicional encargado del transporte de madera a los diferentes tajeos.

En consecuencia la eficiencia será:

$$\frac{3m \times 3m \times 30m \times 3,27t/m^3}{101 \text{ tareas}} = 8,74 \text{ t/tarea.}$$

101 tareas

La secuencia es como sigue:

**4.8.1 Perforación y disparo .-** La perforación se realiza con máquinas perforadoras tipo jack leg. Esta operación se realiza desde la chimenea de extrac-

ción, con taladros horizontales de una profundidad efectiva de 1,5 metros.

En el plano N° 11 se puede ver una capa de mineral suelto tendido entre los redondos de la preparación para relleno, la cual servirá como un colchón de amortiguación de la fuerza explosiva; por esta razón el trazo de perforación es simple y no necesita arranque.

La geometría del disparo es de taladros paralelos; en cuanto al número de ellos depende de la calidad del terreno, tomándose un promedio de 20 para efectos de nuestro cálculo de costos. Ver en el plano N° 11 la distribución de taladros. La malla es de 0,50 m x 0,75m.

La perforación y disparo se realiza en 4 horas, o sea 2 hombres en media guardia. Lo relacionado a explosivos y a su cargufo se describió en el capítulo III, en el cálculo de costos directos.

Para efectos de nuestra programación tenemos los siguientes cálculos:

- Número de guardias de trabajo: 2 guardias/día
- Tiempo de perforación y disparo: 1/2 guardia
- Número de disparos por tajeos :.....20
- Número de días para las perforaciones y los disparos por tajeo:

$$20 \text{ disparos} \times \frac{1}{2} \text{ guardia} \times \frac{1 \text{ día}}{2 \text{ guardias}} = 5 \text{ días}$$

- O sea 10 guardias de perforación y disparo.

- Número de tareas :  $5 \text{ días} \times \frac{4 \text{ tareas}}{1 \text{ día}} = \dots 20$

**4.8.2 Limpieza de mineral** .- Esta operación se realiza con winchas eléctricas de 15 HP y con rastrillos de 0,32 t de capacidad.

Esta limpieza hacen 2 hombres durante media guardia o sea en 4 horas.

Como el tiempo de operación es igual que el de perforación y disparo, para nuestra programación tenemos los mismos cálculos:

- Número de operaciones de limpieza por tajeo: 20

- Número de días para las operaciones de limpieza por tajeo:

$$20 \text{ limpiezas} \times \frac{1}{2} \text{ guardia} \times \frac{1 \text{ día}}{2 \text{ guardias}} =$$

..... 5 días

- O sea 10 guardias de limpieza.

- Número de tareas :  $5 \text{ días} \times \frac{4 \text{ tareas}}{1 \text{ día}} = \dots 20$

El tonelaje de cada disparo es:

$$3\text{m} \times 3\text{m} \times 1,5\text{m} \times 3,27\text{t/m}^3 = \dots 44,14 \text{ t}$$

Es decir la eficiencia de limpieza es 44,14 t por hombre - guardia.

**4.8.3 Sostenimiento parcial .-** Es aquel sostenimiento realizado después de cada disparo y limpieza, consistente en el apuntalamiento de los redondos que aparecen en el techo del tajeo, con postes de redondos cuyas dimensiones ya han sido descritas anteriormente.

Aquellos redondos del techo, fueron colocados durante la preparación para relleno, a distancias ya conocidas, y a medida que avanza la rotura serán apuntalados en sus 2 extremos, conformando de esta manera un cuadro de 3 elementos: 2 postes y 1 sombrero. Ver el plano N° 9.

En total a lo largo del tajeo se emplean 42 redondos,  $2(1 + 30/1,5) = 42$ .

El tiempo del transporte de madera y apuntalamiento es igual que al de las operaciones anteriores, por lo que para nuestra programación tenemos los siguientes cálculos:

- Tiempo de apuntalamiento: ..... 1/2 guardia

- Número de apuntalamientos por tajeo: ..... 20

20 apuntalamientos x 1/2 guardia x 1 día =

1 apuntalamiento 2 guardias

..... 5 días

- 0 sea 10 guardias de apuntalamiento.

- Número de tareas: 5 días x 4 tareas = .....20

1 día

Los cálculos teóricos de la resistencia de los postes de madera sometidos a la compresión paralela están detallados en el apéndice II. El esfuerzo originado sobre los postes se debe al peso de la loza y el de la sobreloza.

Las fórmulas empleadas se han tomado del Manual del American Institute of timber construction, proporcionadas adicionalmente los datos por las tablas, en este apéndice, que da los estudios hechos para maderas nacionales, por el Departamento de Industrias Forestales de la Universidad Nacional Agraria.

La ventaja de este tipo de sostenimiento radica en el uso de madera sin preparar o sea no aserrada, que implica un menor costo.

Como un inconveniente principal cabe denotar la laboriosidad en la bajada de redondos por las chimeneas desde la galería superior hasta el mismo tajeo, el cual aumenta la posibilidad de accidentes.

**4.8.4 Preparación para relleno hidroneumático .-** Esta preparación se hace después de terminar con todo el corte del tajeo, es decir, después del último disparo, limpieza y apuntalamiento.

Esta preparación consiste en los trabajos pre

vios y necesarios realizados para el tendido de la loza en el piso del tajeo, de igual forma que los realizados en los sub-niveles de preparación.

En resumen, anotaremos a continuación y en forma cronológica, los pasos que se realizan:

- a.- Tendido de cables usados, para fijar las poleas y realizar el rastrillaje de mineral.
- b.- Tendido de redondos de madera en el piso, a una distancia de 1,5 metros, lo que dá un total de 21 redondos. Para este cálculo ver la página 59.
- c.- Enablado en el piso y en el frontal. Usando total 200 tablas en el piso para proporcionar una superficie uniforme a la loza.

En el frontal, para contener al relleno hidroneumático y controlar el drenaje del agua que contiene, se necesitan 20 tablas, espaciados en ambos casos según la descripción realizada en la página 60.

- d.- Instalación de tubería de entrada de relleno hidroneumático.
- e.- Colocación de crudo sintético, o sea del tejido de polipropileno de  $100 \text{ g/m}^2$ , mencionado anteriormente. Para contener los finos del relleno hidroneumático y permitir filtrar solamente el agua.

Su costo está ya incluido en el rubro de materiales del capítulo III.

Para nuestra programación se necesitan un promedio de 12 guardías.

**4.8.5 Operación de relleno** Esta operación consiste en los mismos procedimientos realizados que en el caso de los sub-niveles de preparación, ya enunciados anteriormente (página 87.), a un promedio de 18,75 toneladas/hora.

El tiempo para realizar las 3 etapas considerando los tiempos operacionales es en total 4 guardías.

$$\frac{3m \times 3m \times 30m \times 2,11t/m^3 \times 82\%}{18,75 \text{ t/hora}} = 24,91 \text{ horas}$$

Teniendo prácticamente 3 guardias de relleno; y una guardia de fraguado.

**4.9 Programación de un ciclo de producción por el Diagrama de Gantt** .- Para graficar el tiempo de demora o duración, de cada paso, etapa u operación que se realiza para completar un ciclo de producción de un tajeo, emplearemos el Diagrama de Gantt.

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.

Denominaremos ciclo completo de producción de

un tajeo a los diferentes pasos u operaciones realizados desde la iniciación del primer disparo del tajeo hasta su relleno final, quedando expedito para iniciar otro ciclo de producción. Ver el diagrama N° 1, para cada paso, etapa u operación que se detalla líneas abajo.

Para graficar el Diagrama de Gantt, tomemos los datos expuestos en la secuencia de trabajo de un tajeo, y que se resume a continuación :

a.- **Perforación y disparo** .- En cada tajeo de 30 m de largo, se realizarán 20 disparos para terminar su rotura, empleando para cada perforación y disparo media guardia; es decir en total 5 días de rotura.

Estos disparos se realizan después de 20 medias guardias.

b.- **Limpieza de mineral** .- Como se realiza después de cada disparo, se necesitan 20 operaciones de limpieza; es decir 20 medias guardias, o sea en total 5 días de limpieza.

c.- **Sostenimiento parcial** .- De igual forma, como el apuntalamiento se realiza después de cada limpieza, se necesitan 20 operaciones de apuntalamiento; es decir 20 medias guardias, o sea en total 5 días de sostenimiento.

d.- **Preparación para relleno hidroneumático**.- Con

sta de los siguientes pasos en orden cronológico:

- Tendido de cables usados..... 1 guardia
- Tendido de redondos.....4 guardias
- Enablado del piso y frontal.....1 guardia
- Instalación de tubería de entrada de relleno - y colocación de crudo.....2 guardias

En total 8 guardias en preparación para relleno hidroneumático, equivalente a 4 días.

**e. Operación de relleno** .- Cada etapa demora de la siguiente manera:

- Rellenado de la loza: .....1 guardia
- Fraguado de la loza:.....1 guardia
- Rellenado de la sobreloza.....2 guardias

En total 4 guardias en la operación de relleno, igual a 2 días.

Graficando todos estos datos, tenemos como resultado final, según el Diagrama de Gannt, que para realizar un ciclo completo de producción de un tajeo, se necesitan 21 días. Ver el diagrama N 1.

## **CAPITULO V**

### **5. CORTE Y RELLENO DESCENDENTE EN LA RECUPERACION DE BLOCKS DE MINERAL**

**5.1. Generalidades** .- En este capítulo vamos a tratar cómo es la aplicación del método en la recuperación de mineral en los blocks que han sido abandonados ante la imposibilidad de seguir su explotación con el método de conjunto de cuadros, por la presencia de derrumbes. Para mejor visualización ver el plano N° 12.

**5.2 Preparación para la recuperación de un block** .- Esta etapa consiste en realizar todos los trabajos necesarios antes de empezar a explotar como tajeo, tales como las rehabilitaciones de las chimeneas antiguas que fueron abandonadas, hasta el tendido de la primera loza de relleno.

Las preparaciones por realizar son :

**5.2.1 Las chimeneas de extracción** .- Consiste en la rehabilitación de las chimeneas que fueron utilizadas

por los tajeos de conjunto de cuadros.

Esta rehabilitación se hace en los 2 compartimientos, tanto para la tolva (transferencia de mineral) como para el camino, entre los 2 niveles correspondientes. Ver el plano N° 13.

**5.2.2. Los sub-niveles .-** Son labores que se realizan a partir de la chimenea de extracción y en el último piso del block de mineral, con 2 filas de cuadros de madera aserrada, conformando una sección de 3 metros de ancho por 2 metros de alto. Ver el plano N° 13

**5.3 Las dimensiones de los tajeos .-** Para el establecimiento de estos parámetros, seguimos los mismos lineamientos ya enunciados en el capítulo anterior.

En consecuencia tenemos las siguientes dimensiones estandarizadas:

Anchura 3 metros.

Altura 3 metros.

Longitud: 30 metros.

Ver el plano N° 8

**5.4 Preparación para relleno hidroneumático .-** La preparación para relleno hidroneumático de los sub-niveles en la recuperación de blocks, sigue los mismos lineamientos generales y la misma secuencia.

Del mismo modo, las dimensiones de los sub-niveles son: 2 m de altura, 3 m de anchura y 30 m de

longitud, de acuerdo a lo descrito en las páginas 55 y 56.

Los pasos a seguir, enunciamos a continuación, en forma resumida:

- a.- Tendido de cables usados a lo largo del sub-nivel, 2 en cada uno.
- b.- Tendido de redondos de madera en el piso del sub-nivel, espaciados a 1,5 metros, que dan un total de 21 unidades, a lo largo del mismo y distribuidos en forma perpendicular a su eje mayor.
- c.- Entablado del piso del sub-nivel y de su cara frontal. En el primer caso para proporcionar una superficie uniforme y plana a la loza, y en el segundo para contener el relleno hidroneumático y controlar el drenaje del mismo.
- d.- Instalación de tubería de entrada de relleno hidroneumático, que se hará por la parte alta de los cuadros, pegada al techo y colineal al eje mayor del sub-nivel.
- e.- Colocación del crudo sintético, para retener los finos del relleno hidroneumático, dejando filtrar sólo el agua. Recubriendo laterales y el piso como lo expuesto anteriormente.

**5.5. Operación de rellenado en los sub-niveles.-** Es el último paso a seguir en la preparación para la re

cuperación de un block de mineral y consta de 3 etapas, a saber:

**5.5.1 Rellenado de la loza .-** Es la colocación de la loza de 3 metros de ancho por 1 metro de alto y 30 metros de largo, con una mezcla de arena o material preparado con cemento, en una proporción en peso de 1 : 6.

Esta mezcla se realiza en la planta respectiva, demorando el tendido de la loza 8 horas,

**5.5.2 Fraguado de la loza.-** Para ello se requiere un tiempo mínimo de 8 horas y así asegurar la sedimentación del relleno.

**5.5.3 Rellenado de la sobreloza .-** Esta etapa se realiza después de rellenar la loza con un intervalo de fraguado de 8 horas, consistente en completar de rellenar el sub-nivel totalmente, simplemente con mezcla pobre o relleno sin cemento.

Este relleno demora 8 horas, después del cual queda expedito para la rotura normal del primer tajeo (piso inferior).

**5.6 Secuencia de trabajo de los tajeos .-** Exponemos a continuación las diferentes operaciones que se realizan en un ciclo completo de producción, o sea, hasta volver a repetir las mismas operaciones.

Podemos apreciar en el diagrama N° 2, el total

de días empleados para un ciclo completo es igual al caso analizado en el capítulo IV, acumulando un total de 21 días y 101 tareas.

Esto ratifica lo que sostenemos, que todos los trabajos son similares, diferenciándose solamente en la rehabilitación de chimeneas y galerías (en casos excepcionales), para la recuperación de blocks de mineral.

La secuencia de trabajo es como sigue :

**5.6.1 Perforación y disparo .-** La geometría del disparo es simple, usa taladros horizontales y paralelos. La cara libre la integra la cama de mineral suelto tendido en el techo, junto a los redondos durante la preparación para relleno.

El trazo puede verse en el plano N° 11, donde la malla de perforación usada es de 0,50 m x 0,75m

Ver la página 90 para el resumen siguiente:

- Número de guardias de trabajo : 2 guardias/día
- Tiempo de perforación y disparo: 1/2 guardia
- Número de disparos por tajeo : ..... 20
- Número de días para las perforaciones y los disparos por tajeo:

$$20 \text{ disparos} \times \frac{1}{2} \text{ guardia} \times \frac{1 \text{ día}}{2 \text{ guardias}} = 5 \text{ días}$$

- 0 sea 10 guardias de perforación y disparo.

- Número de tareas : 5 días x 4 tareas = .....20  
1 día

**5.6.2 Limpieza de mineral** .- Usando winchas eléctricas y con rastrillos de 0,32 toneladas de capacidad, la realizan 2 hombres en media guardia o sea en 4 horas, para limpiar 44,14 toneladas.

Como en total son 20 operaciones de limpieza de mineral, se emplearán 10 guardias, o sea 5 días con 20 hombres-guardia, como se nota en la página 91.

**5.6.3 Sostenimiento parcial** .- Este sostenimiento es - realizado en forma similar a lo enunciado en las páginas 92 y 93.

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 con sus ventajas e inconvenientes, se puede ver en la páginas antedichas y el apéndice I y II.

**5.6.4 Preparación para relleno hidroneumático** .- Una vez concluida toda la explotación de mineral del tajeo, se procede a la preparación para relleno que resumidamente es como sigue:

a.- Tendido de cables usados

b.- Tendido de redondos de madera en el piso del tajeo.

- c.- Entablado del piso y frontal del tajeo.
- d.- Instalación de tubería de entrada de relleno hidroneumático.
- e.- Colocación de crudo sintético.

Todos estos pasos se realizan con los mismos fines ya detallados anteriormente.

**5.6.5 Operación de relleno .-** Es la etapa final en la secuencia de trabajos de un tajeo en la recuperación de blocks de mineral. Consta de 3 etapas, a saber : relleno de la loza, fraguado de la loza y relleno de la sobreloza.

Cabe aclarar que los procedimientos para esta operación son los mismos anotados en las páginas anteriores; salvo que el relleno de la sobreloza en los sub-niveles de preparación tendrá una altura de 1 metro, mientras que en los tajeos tendrá 2 metros de altura, por las dimensiones de éstos.

La altura de la loza en los sub-niveles de preparación y tajeos es igual a 1 metro en todo caso.

Esta operación demora en total 4 guardias, de los cuales una guardia corresponde al fraguado de la loza.

**5.7 Programación de un ciclo de producción de un tajeo en recuperación por el Diagrama de Gantt .-** Para graficar un ciclo completo de producción de un tajeo en

la recuperación de blocks, tendremos a bién usar los datos expuestos en la secuencia de trabajo para este caso; y para mayor ilustración ver el diagrama N° 2, que es similar al N° 1 . Estos datos son:

- a.- **Perforación y disparo.**- Se necesitan 20 guardias alternadas de perforación y disparo, es decir, se repite después de la limpieza de mineral y del apuntalamiento. Total 5 días.
- b.- **Limpieza de mineral .-** Ya que hay 20 disparos, se necesitan en total 20 medias guardias alternadas de limpieza, o sea 5 días.
- c.- **Sostenimiento parcial .** Del mismo modo se necesitan 20 operaciones de apuntalamiento, es decir, 20 medias guardias, lo que equivale a 5 días.
- d.- **Preparación para relleno hidroneumático .-** Comprende los siguientes pasos:

- Tendido de cables usados .....1 guardia
- Tendido de redondos .....4 guardias
- Entablado del piso y frontal .....1 guardia
- Instalación de la tubería de entrada de relleno y colocación de crudo .....2 guardias

O sea 8 guardias en preparación para relleno hidroneumático, quiere decir 4 días de preparación de un tajeo en la recuperación de blocks de mineral, para efectos de rellenado.

**e.- Operación de rellenado .-** La demora de cada etapa es como sigue:

- Rellenado de la loza: .....1 guardia
- Fraguado de la loza : .....1 guardia
- Rellenado de la sobreloza: .....2 guardias

    O sea 4 guardias para rellenar un tajeo, igual a 2 días.

    Llevando estos datos a un gráfico, tenemos el diagrama N° 2, donde se visualiza la necesidad de 21 días para un ciclo completo de producción de un tajeo, en la recuperación de bloks de mineral.

## **CAPITULO**

### **6 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

A continuación haremos un análisis resumido del estudio realizado sobre la aplicación del método de corte y relleno descendente con relleno hidroneumático, en la mina San Cristobal de la Empresa Minera del Centro del Perú S.A., básicamente frente al método de conjunto de cuadros.

Este análisis es referente al ciclo de producción, eficiencia y costos directos.

La recuperación obtendría aplicando el método de corte y relleno descendente es elevada, inclusive se aplica en la recuperación de los blocks de mineral.

La dilución con lama es baja y controlable con el entablado colocado en el piso del tajeo superior, y el enrejado y enyutado lateral en caso necesario.

En la aplicación con método de explotación y en la

recuperación de blocks de mineral, la explotación se realiza de arriba hacia abajo; el sostenimiento parcial se realiza principalmente mediante los puntales de redondos, que complementan al sostenimiento con lazo.

El tiempo para un ciclo completo de producción es igual a 21 días en la aplicación como método de explotación y en la recuperación de blocks de mineral, como vemos en los diagramas N° 1 y N° 2.

En cuanto a los costos directos de operación asciende a I/. 163,69 por tonelada, tanto en la aplicación como método de explotación y en la recuperación de blocks de mineral.

La eficiencia obtenida aplicando el método de corte y relleno descendente llega a un promedio de 6 toneladas/hombre-guardia, pudiendo alcanzar a 16,30 (ver el cuadro N° 4).

El tiempo para un ciclo completo de producción en el método de conjunto de cuadros, para extraer el mismo tonelaje es 41 días como mínimo; empleándose mayor cantidad de días y tareas en el rellenado de labores, pues generalmente se necesita extraer material para relleno, aplicando perforaciones en las cajas laterales a modo de cruceros menores.

En cuanto a los costos directos de operación en el

método de conjunto de cuadros asciende a I/. 404,44 por tonelada. Ver el cuadro N° 6.

La eficiencia obtenida aplicando el método de conjunto de cuadros, es relativamente baja, alcanzando un promedio de 1,83 toneladas/hombre-guardia. Ver el cuadro N° 2.

## 6.1 CONCLUSIONES

Seguidamente podemos opinar:

- 1º El método de corte y relleno descendente es más eficiente y económico que el método de conjunto de cuadros.
- 2º El ciclo de trabajo en el método de corte y relleno descendente es más corto que en el método de conjunto de cuadros.
- 3º La simplificación de trabajo es resaltante en el método de corte y relleno descendente frente al método de conjunto de cuadros.
- 4º Es factible la mecanización en el método de corte y relleno descendente, no así en el método de conjunto de cuadros.
- 5º Analizando la producción de 1986 y 1987, notamos que el tonelaje con la aplicación del método de conjunto de cuadros a disminuido hasta desaparecer, mientras que el tonelaje con el método de

corte y relleno descendente a ido en aumento.

- 6º El trabajo en carpintería es simple, pués mayormente la madera usada es en bruto.
- 7º Para la aplicación del método de corte y relleno descendente, es necesario un sistema de relleno hidroneumático como condición indispensable, ya que no hay disponibilidad de relave.
- 8º El método de corte y relleno descendente puede y debe aplicarse en cualquier clase de terreno, en los cuales el uso de madera es necesario.
- 9º Es un método simple de repetición, de manera que el personal se familiariza fácilmente alcanzado un gran rendimiento.

## 6.2 RECOMENDACIONES

Podemos citar:

- 1º Debe realizarse más estudios sobre el relleno hidroneumático, para la mejor aplicabilidad en el método de corte y relleno descendente, en lo concerniente a: posibilidad de bombeo contínuo, consumo de aire y material ideal para la mezcla; conducentes a la reducción de costos y mejorar eficiencias.

- 2º Establecer un estricto control de la calidad de relleno, por ser la llave fundamental del éxito de la aplicación del método de corte y relleno descendente.
- 3º Se recomienda anillar las chimeneas de extracción, por estar sometidas a un intenso trabajo.

## **B I B L I O G R A F I A**

Assureira Espinoza, Estela. "Transporte de sólidos por-tuberías". En : XVI Convención de Ingenieros de Minas, Lima, 1982.

"Estimación del costo de un sistema de relleno hidráulico". En XVII Convención de Ingenieros de Minas, Huaraz, 1984.

Beer, Ferdinand P. y Russell, E..MECANICA DE MATERIALES México, MxGraw, 1979.

Cabello Victoria, Angel. "Corte y relleno descendente aplicado a la pequeña minería en vetas de plata". En : XVI Convención de Ingenieros de Minas, Lima, 1982

Candia, Manuel y Ramirez, Edgardo. "Relleno hidroneumático en Carahuacra". En : XV Convención de Ingenieros de Minas, Trujillo, 1980.

"Transporte neumático". En: Minas, Publicación de

1a Promoción 84-II, Escuela de Minas-UNI, Lima,  
Junio 1985.

Cenromín Perú S.A. "Hidrotransporte: Diseño de sistemas para transporte hidráulico". Reporte interno del Departamento de Capacitación. La Oroya, 1987.

Encinas F., Luis A. METODO DE EXPLOTACION TAJEO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTES. Tesis. Lima, Universidad Nacional de Ingeniería, 1973.

Espinoza Negrillo, Orestes Adalberto. METODO DE EXPLOTACION DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE (con relleno hidráulico). Tesis. Lima Universidad Nacional de Ingeniería, 1974.

Girón Burga, Víctor. "Uso del relleno hidráulico en la mina Lourdes de Cerro de Pasco". En :III Simposium Nacional de Minería, Cerro de Pasco, 1979.

Montagner, R. CURSO ELEMENTAL DE RESISTENCIA DE MATERIALES. Bilbao, Ediciones URMO, 1964.

Orihuela Gómez, J. P. "Transporte hidráulico". En : Minas, Publicación de la Promoción 84-II, Escuela de Minas-UNI, Lima, Junio 1985.

Ostermann, W. MECANICA APLICADA AL LABOREO DE MINAS. Barcelona, Ediciones Omega S.A., 1962.

Rapid'Beton. "El relleno cementado en la minería subte

rránea". En : Minería, Organo del Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, N° 184, Lima, Setiembre-Octubre 1984.

Rivva L., Enrique "Aire incorporado en el concreto". Lima, Universidad Nacional de Ingeniería, Departamento Académico de Estructuras y Construcción, 1983.

Rojas Martínez, Raúl. "Relleno neumático - Yauricocha", Reporte interno Centromín Perú S.A., La Oroya, 1972.

Shanley, F. R. MECANICA DE MATERIALES. México, Centro Regional de ayuda técnica, Agencia para el desarrollo internacional, 1971.

Stoces, B. ELECCION Y CRITICA DE LOS METODOS DE EXPLOTACION EN MINERIA. Barcelona, Ediciones Omega S.A, 1963.

Streeter, Víctor L. y Wylie, E. Benjamín. MECANICA DE LOS FLUIDOS. México, McGraw-Hill, 1979.

Tumialán, Jaime y Bernal, Rodolfo. "Relleno neumático en Yauricocha". En : XIII Convención de Ingenieros de Minas, Arequipa, 1976.

Vásquez, Juan Carlos. "Transporte neumático de materiales secos por tubería". En : Minas, Publicación

de la Promoción 84-II, Escuela de Minas-UNI, Lima, Junio 1985.

Vidal, V. **EXPLOTACION DE MINAS**. Barcelona, Ediciones Omega S.A., 1966, Tomo I y III.

## A P E N D I C E I

### CALCULO DE LA RESISTENCIA DE LA LOZA EN LOS TAJEOS

Para este cálculo se hace uso de las fórmulas de resistencia de materiales considerando a la loza como un concreto sin armadura.

Los datos comparativos lo realizamos con las pruebas en laboratorio, guiadas por las normas del American Standard Testing Material Concrete, para la normalización de las Pruebas de compresión de concreto standard.

Cabe mencionar, que la realidad física no es exactamente igual a los cálculos hallados, mas bien éstos son buenos índices de aproximación.

Además la duración de los tajeos abiertos es relativamente corto, alcanzando 21 días para un ciclo completo de producción, período en el cual los tajeos quedan totalmente rellenados y complementando el sostenimiento total.

Para efectos de cálculo de la resistencia de la loza, analizaremos desde 2 puntos de vista: primero, como una viga simplemente apoyada y, segundo como una viga en voladizo, con carga uniformemente distribuida en ambos casos.

### LOZA SIMPLEMENTE APOYADA

En este caso se halla apoyada en los postes de madera y confinada lateralmente por las cajas o tajeos vecinos.

Datos:

Ancho (b) = 150 cm

Altura (h) = 100 cm

Largo (l) = 300 cm o luz de la viga.

Densidad de relleno =  $2,11 \text{ t/m}^3$

Peso de la loza ( $P_1$ ) =  $1,5\text{m} \times 1\text{m} \times 3\text{m} \times 2,11\text{t/m}^3 =$   
 $P_1 = 9,495 \text{ t.}$

Peso de la sobreloza ( $P_2$ ) =  $1,5 \text{ m} \times 2\text{m} \times 3\text{m} \times 2,11\text{t/m}^3 =$   
 $P_2 = 18,99 \text{ t.}$

Peso total (P) =  $P_1 + P_2 = 28,485 \text{ t.}$

Carga distribuida (p) =  $P/l = 28485\text{kg}/300 \text{ cm} = 94,95$   
 $\text{kg/cm.}$

**Momento de flexión** .- Para su cálculo consideramos a la loza como una viga de concreto apoyada en sus 2 extremos, bajo una carga uniformemente distribuida, ori-

ginada por el peso de la loza y de la sobreloza.

El momento flector es máximo en el centro de la luz de la viga, y está expresado como:

$$M = \frac{pl^2}{8}, \text{ donde :}$$

M = Momento de flexión.

p = Carga distribuida.

l = Luz de la viga.

**Nota .-** El valor máximo del momento flector se visualiza mejor en el esquema de la página 119.

Reemplazando los datos tenemos :

$$M = \frac{94,95 \times (300)^2}{8} = 1068187,5 \text{ kg-cm.}$$

**Esfuerzo cortante .-** Se constata que el esfuerzo cortante es máximo en los apoyos, y está expresado como:

$$V = \frac{pl}{2}, \text{ donde :}$$

V = Esfuerzo cortante.

p = carga distribuida.

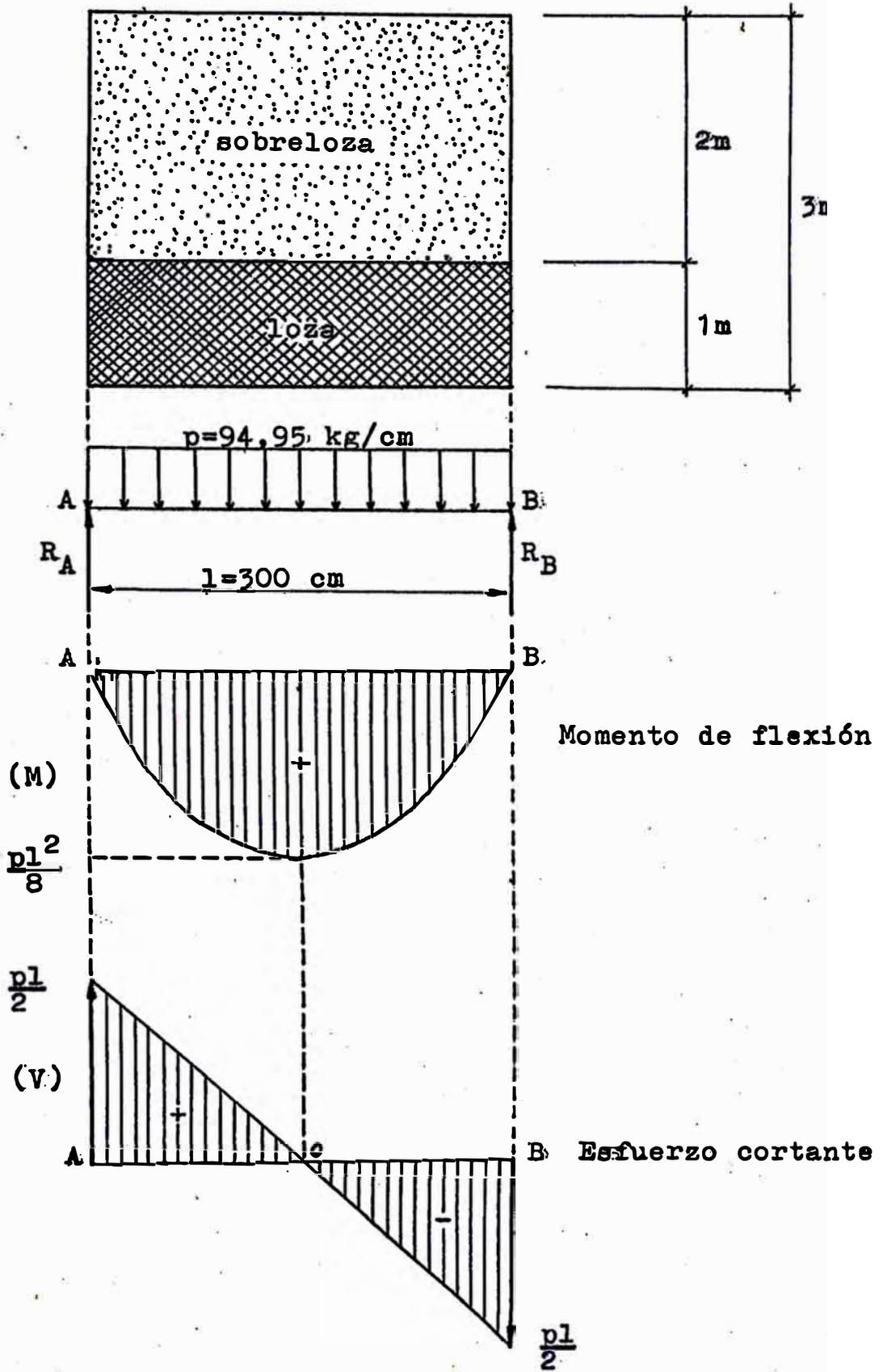
l = Luz de la viga.

Reemplazando los datos tenemos:

$$V = \frac{94,95 \times 300}{2} = 14242,50 \text{ kg.}$$

**Estabilidad a la flexión .-** Para ello calculamos el esfuerzo máximo de flexión en la fibra más alejada, expre-

ESQUEMA DE LA LOZA SIMPLEMENTE APOYADA



sado por la siguiente fórmula :

$$S_m = \frac{M}{I} y, \text{ donde : } S_m = \text{Esfuerzo máximo de flexión.}$$

M = momento flector.

y = h/2 = posición de la fibra más alejada.

I = Momento de inercia.

Como  $I = \frac{b h^3}{12}$ , del mismo modo  $y = \frac{h}{2}$ , sustituyendo

tenemos:

$$I = \frac{150 \times (100)^3}{12} = 12500000 \text{ cm}^4$$

$$y = \frac{100}{2} = 50 \text{ cm}$$

Llevados estos datos a la fórmula inicial encontramos que :

$$S_m = \frac{1068187,5 \times 50}{12500000} = 4,27 \text{ kg/cm}^2$$

Como anunciamos anteriormente, la carga de rotura a la compresión es de  $55 \text{ kg/cm}^2$  a los 4 días y considerando un 15% para la resistencia a la flexión, tenemos:  $0,15 \times 55 \text{ kg/cm}^2 = 8,25 \text{ kg/cm}^2$ .

Donde se advierte claramente que estamos dentro de la carga de trabajo permisible.

En el cuadro de la página siguiente, sirvase encontrar el resumen de las pruebas en laboratorio, donde el

promedio de resistencia a la compresión es de 55 kg/cm<sup>2</sup>.

**REPORTE DE RESISTENCIA A LA COMPRESION DE PROBETAS DE CONCRETO** : Laboratorio de mecánica de suelos y de resistencia de materiales. Departamento de Ingeniería División construcción.

Lote N° 9672

Solicitado por : Luis Guillén G. Fecha : 18-05-87

Planta o división : Dpto. de Minas.

Referencia : Probetas de concreto procedentes de San Cristobal

Muestra N°	1	2	3	4
Diámetro (cm) o dimensiones	15,3	15,3	15,3	15,3
Largo (cm)	28,0	29,0	25,5	28,5
Sección transversal bruta área (cm <sup>2</sup> )	-	-	-	-
Sección transversal neta área (cm <sup>2</sup> )	183,8	183,8	183,8	183,8
Carga máxima (kg)	10109	10109	10477	9741
Resistencia compresión secc, bruta	-	-	-	-
Resistencia compresión sección neta en kg/cm <sup>2</sup>	55	55	57	53
A los días	4	4	4	4
Fecha de prueba	V-18-87	Id.	Id.	Id.

Prueba de resistencia a la compresión : 55 kg/cm<sup>2</sup>.

Comentarios : Probetas de concreto para relleno en la mina San Cristobal . Mezcla rica, proporción : 360 lbs de cemento andino granel, 360 lbs de arena, 75 galones

de agua potable.

Densidad de la muestra N° 1, 2, 3 y 4 : 2,31 , 2,26 , 2,36 y 2,31 gr/cm<sup>3</sup> respectivamente. Concretado: V-11-87

**Estabilidad al cizallamiento** .- Con la expresión :

$$V_m = \frac{3 \cdot V}{2 \cdot bh}$$

encontramos el esfuerzo máximo por cortadura,

dura, donde reemplazando tenemos:

$$V_m = \frac{3}{2} \times \frac{14242,50}{150 \times 100} = 1,42 \text{ kg/cm}^2$$

Aplicando el 10% a la carga de rotura de 55 kg/cm<sup>2</sup>, para la resistencia al corte dá : 0,10 x 55 kg/cm<sup>2</sup> = 5,5 kg/cm<sup>2</sup>.

Este valor nos demuestra que estamos dentro de los límites permisibles.

### LOZA EN VOLADIZO

Debido al buzamiento de la veta, nos encontramos en situaciones donde la loza trabaja como una viga en voladizo.

La longitud de la loza empotrada varía, en consecuencia, en función de aquel buzamiento. Cabe anotar que generalmente la luz de la loza es de 2 metros.

Para los cálculos de la loza en voladizo fijarse

el esquema de la página siguiente,

Datos:

Carga distribuida (p) = 94,95 kg/cm

Largo (l) = 200 cm ò luz de la viga.

**Momento de flexión** .- Expresado por :  $M = \frac{pl^2}{2}$  o sea

$$M = \frac{94,95 \times (200)^2}{2} = 1899000 \text{ kg-cm}$$

**Esfuerzo cortante**.- Para este caso tenemos :  $V = pl$  o sea  $V = 94,95 \times 200 = 18990 \text{ kg}$ .

**Estabilidad a la flexión** .- Por resistencia de materiales:

$$S_m = \frac{M}{I} \text{ y donde : } M = 1899000 \text{ kg-cm}$$

$$y = h/2 = 50 \text{ cm.}$$

$$I = 12500000 \text{ cm}^4$$

Reemplazando analogamente tenemos:

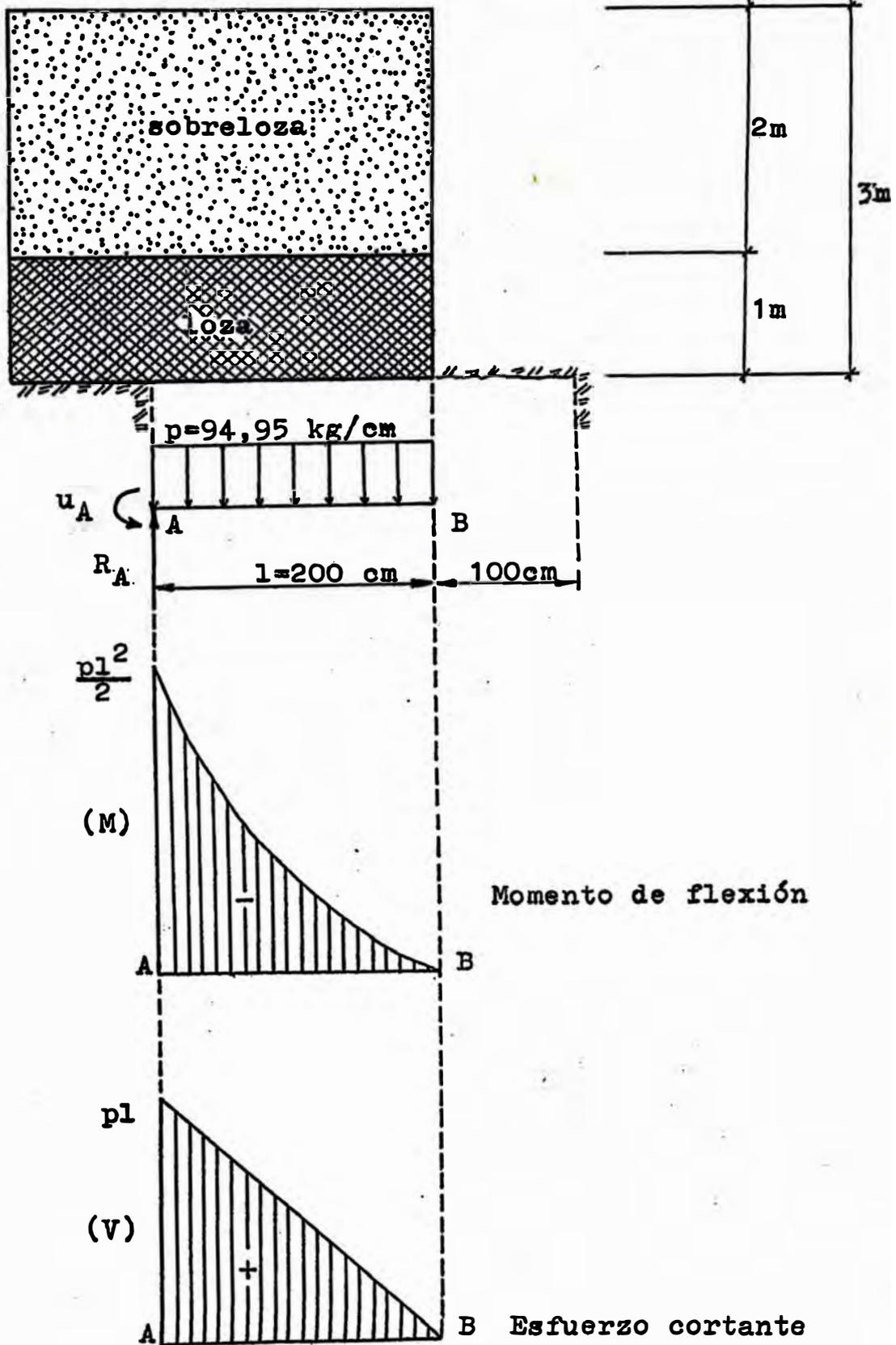
$$S_m = \frac{1899000 \times 50}{12500000} = 7,60 \text{ kg/cm}^2$$

Que es menor que  $8,25 \text{ kg/cm}^2$ , osea está dentro de los límites permisibles.

**Estabilidad al cizallamiento** .- Aplicando la misma expresión y reemplazando analogamente encontramos :

$$V_m = \frac{3}{2} \frac{V}{bh} \text{ , donde:}$$

ESQUEMA DE LA LOZA EN VOLADIZO



$V = 18990 \text{ kg}$ , entonces:

$$V_m = \frac{3}{2} \times \frac{18990}{150 \times 100} = 1,90 \text{ kg/cm}^2, \text{ demostrando trabajar la}$$

loza dentro del límite permisible.

## A P E N D I C E      I I

### CALCULO DE LA RESISTENCIA DE LOS POSTES DE MADERA EN TAJEOS CON LOZA SIMPLEMENTE APOYADA

Para ello se han extraído datos de los estudios realizados en el Instituto de Investigaciones Forestales de la Universidad Nacional Agraria, por los ingenieros Antonio Aróstegui V. y Alberto Sato A. y Jorge Bueno, a través de sus trabajos "Estudios de las propiedades físico-mecánicas de 16 especies de maderas del Perú" y "Postes de madera para líneas aéreas de conducción de energía", respectivamente.

El poste de madera es de eucalipto de 8" de diámetro ( $D = 20,32$  cm) y 3 m de longitud ( $L = 300$  cm).

Demás datos del poste:

Momento de inercia de la sección ( $I$ ) =  $\frac{\pi D^4}{64}$

64

$$I = \frac{\pi (20,32)^4}{64} = 8363,83 \text{ cm}^4.$$

64

$$\text{Area de la sección (A)} = \frac{\pi D^2}{4} = \frac{\pi (20,32)^2}{4} = 324,29 \text{ cm}^2$$

$$\text{Radio de giro (r)} = (I/A)^{1/2} = (8368,83/324,29)^{1/2}$$
$$r = 5,08 \text{ cm.}$$

$$\text{Relación de esbeltez (Re)} = L/r = 300/5,08 = 59,06.$$

$$\text{Módulo de elasticidad longitudinal (E)} = 134,964 \times 10^3$$
$$\text{kg/cm}^2$$

Ver las propiedades del eucalipto en el cuadro adjunto de la página 129.

**Cálculo del esfuerzo real** .- Los puntales de madera están sometidos a la carga inducida por la loza y la sobreloza.

Datos:

$$\text{Peso total (P)} = 1,5\text{m} \times 3\text{m} \times 3\text{m} \times 2,11 \text{ t/m}^3 =$$
$$p = 28,485 \text{ t ó } 28485 \text{ kg.}$$

$$\text{Area de la sección (A)} = 324,29 \text{ cm}^2.$$

En efecto, cada poste absorberá :

$$P_1 = P/2 = 28485 \text{ kg}/2 = 14242,5 \text{ kg.}$$

Es decir, el esfuerzo real (v) será:

$$V = P_1/A = 14242,5 \text{ kg}/324,29 \text{ cm}^2 =$$
$$v = 43,92 \text{ kg/cm}^2$$

**Cálculo del esfuerzo crítico de Euler** .- Está expresado como:

$$c = \frac{\pi^2 E I_m}{K L^2 A}, \text{ donde :}$$

$c$  = Esfuerzo crítico de Euler.

$E$  = Módulo de elasticidad longitudinal del eucalipto.

$I_m$  = Momento de inercia mínima del área de la sección.

$K$  = Coeficiente del tipo de sujeción del puntal.

$L$  = Longitud del puntal.

$A$  = Área de la sección.

O lo que es lo mismo:

$$c = \frac{\pi^2 \cdot E}{K(L/r)^2}, \text{ donde } r \text{ es el radio de giro y } K = 1$$

porque asumimos al poste como un elemento articulado en sus extremos.

Reemplazando datos encontramos:

$$c = \frac{\pi^2 \times 134,964 \times 10^3}{1 \times (300/5,08)^2} = 381,95 \text{ kg/cm}^2.$$

Este esfuerzo crítico juega el mismo papel que el límite elástico en la compresión de piezas cortas.

**Condición de estabilidad** .- Como vemos el esfuerzo real ( $v$ ) es menor que el esfuerzo crítico de Euler ( $c$ ), no hay que temer al pandeo, y todo ocurre y trabaja, por tanto como si el poste fuera corto.

Por ello introducimos un factor de seguridad ( $n$ ) :

$$n = c/v, \text{ que reemplazando dá : } n = 381,95/43,92$$

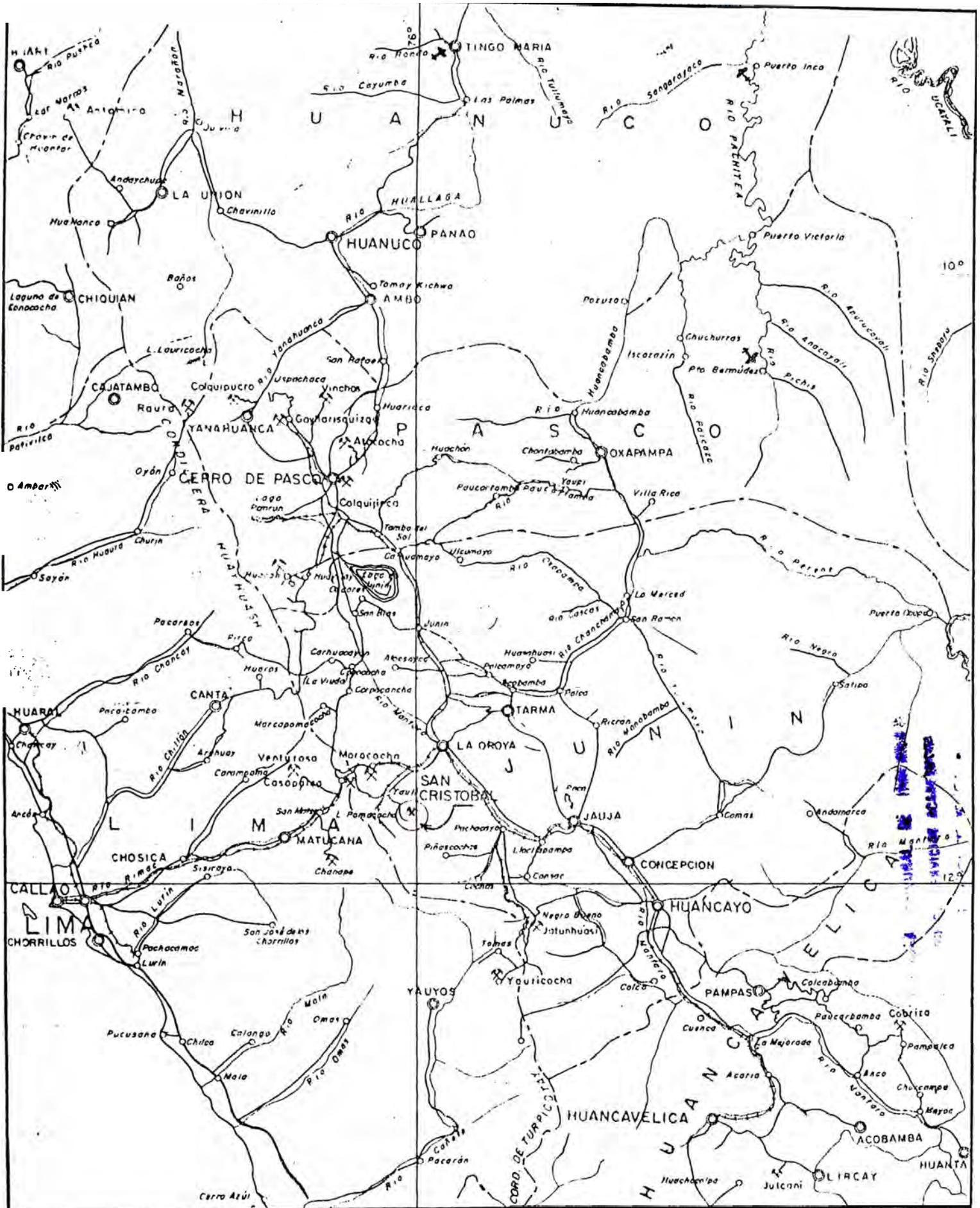
$$n = 8,70.$$

Para el caso de la madera este factor es muy aceptable.

**PROMEDIOS DE LA RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN PARALELA A LA FIBRA, DE 16 MADERAS DEL PERU.**

Por : Ingenieros Antonio Aróstegui y Alberto Sato.

Nombre común	Lugar	Húmedad %	Resistencia Módulo	
			a la carga máx, kg/cm <sup>2</sup>	elasticidad x 10 <sup>3</sup> kg/cm <sup>2</sup>
1. Acshaco nayro	Tingo María	14,00	387,8	111,395
2. Ishpingo	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	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	21,70	327,0	114,000
12. Romerillo macho	Cajamarca	22,80	240,0	88,500
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	637,0	190,761
16. Eucaliptus	-	96,00	305,0	134,964.



ESCALA 1:1780000

COORD. En metros

FECHA : MAYO 1987

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA  
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

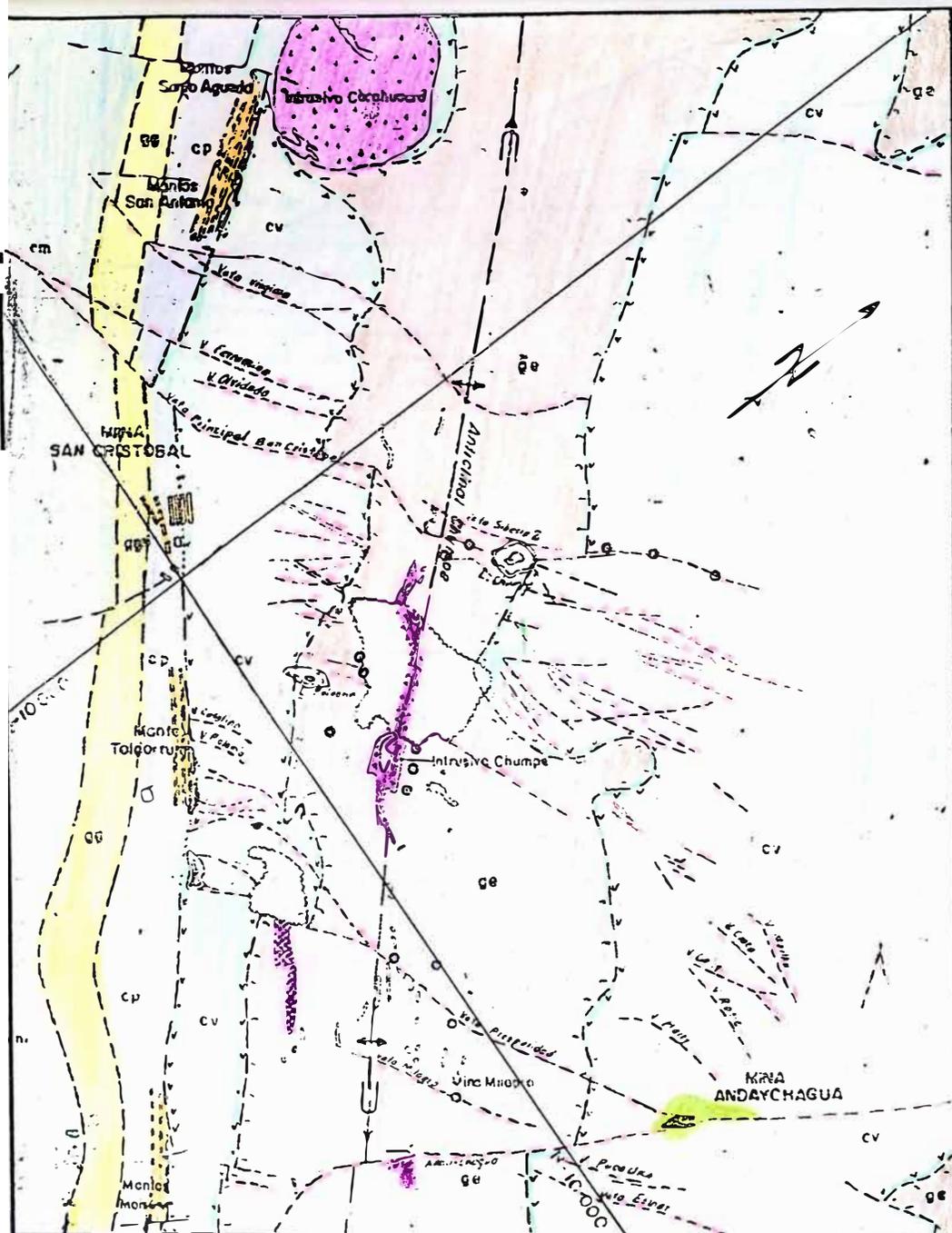
MAPA DE UBICACION MINA SAN CRISTOBAL

LUIS V. GUILLEN G.

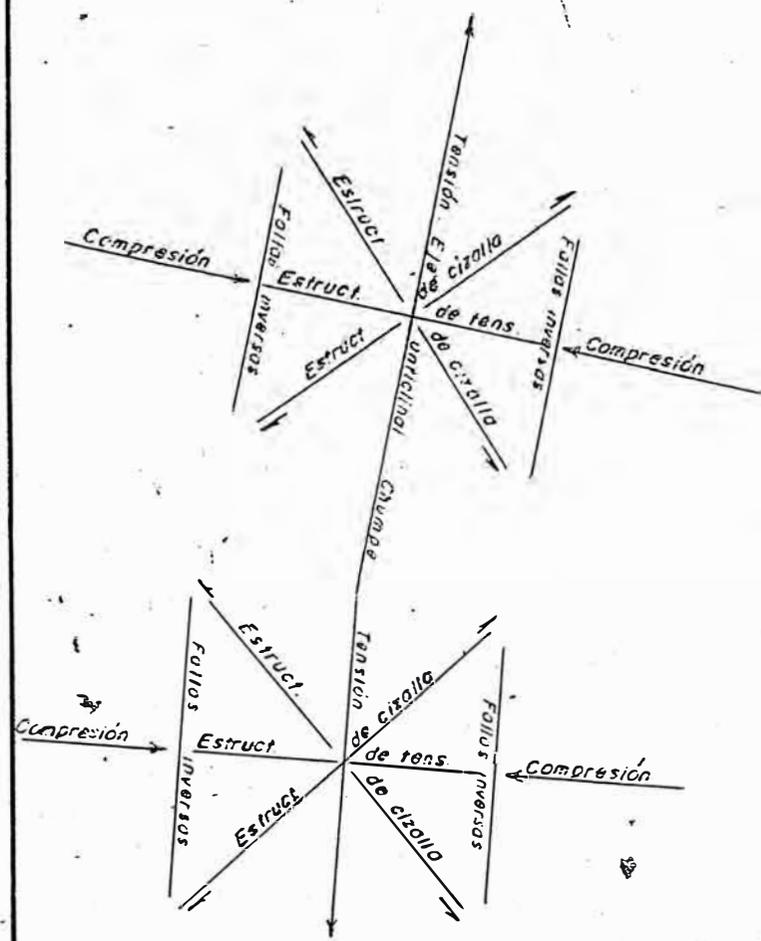
PLANO

No. 1





Explicación Teórica



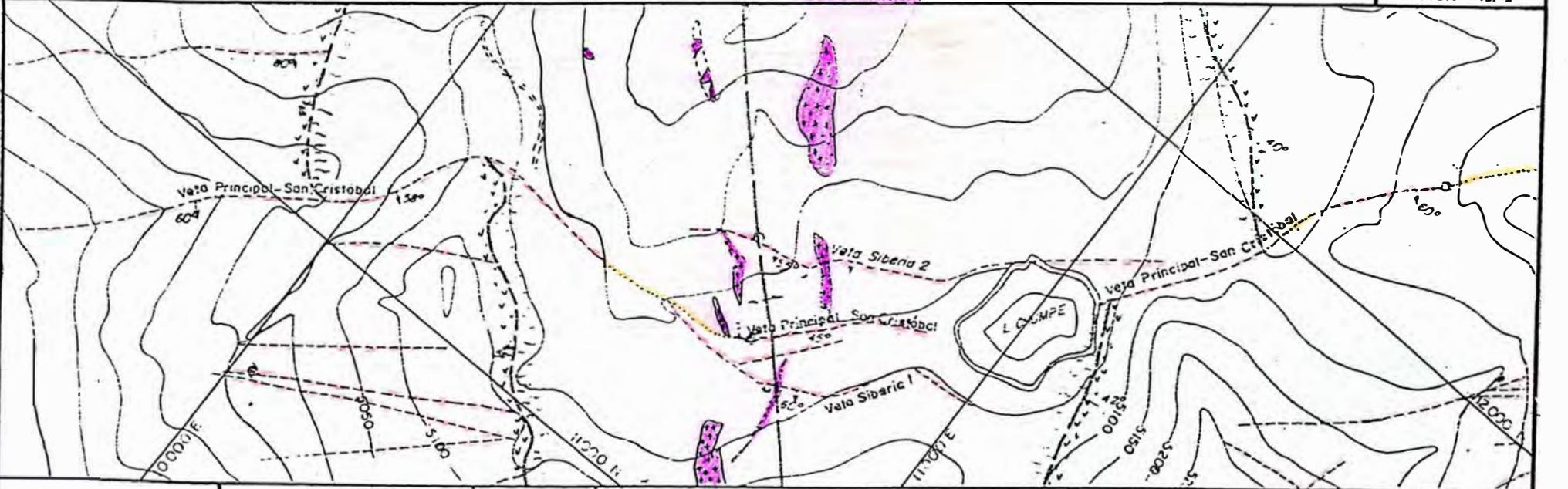
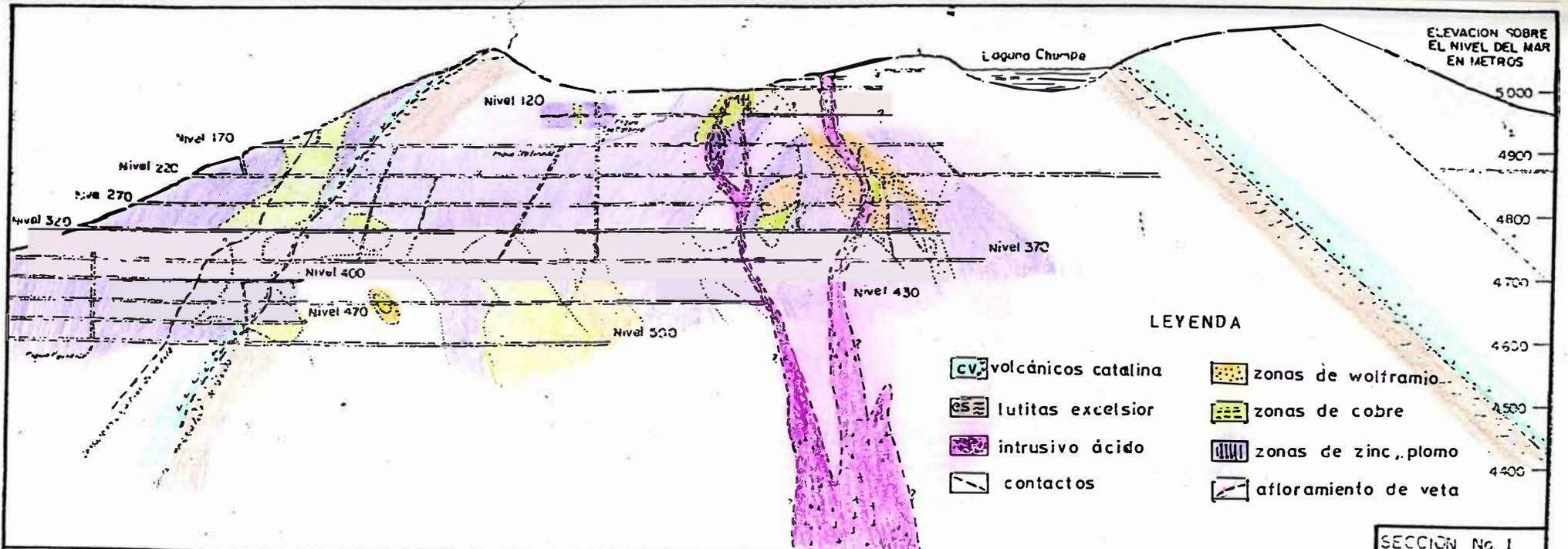
LEYENDA

- Afloramiento de Mantos
- Afloramiento de Tungsteno
- Afloramiento de Vetos
- Intrusivo Acido
- Intrusivo Basico
- Grupo Machay
- Grupo Goyllar
- Grupo Pucará
- Grupo Mito Volcánicos Cordona
- Grupo Excelsior
- Contacto Geológico
- Glaciar
- Eje de Anticlinal

ESCALA 1: 40 000  
 COORD. En metros  
 FECHA : MAYO 1987

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
 FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA  
 PLANO ESTRUCTURAL DE LA ZONA SAN CRISTOBAL

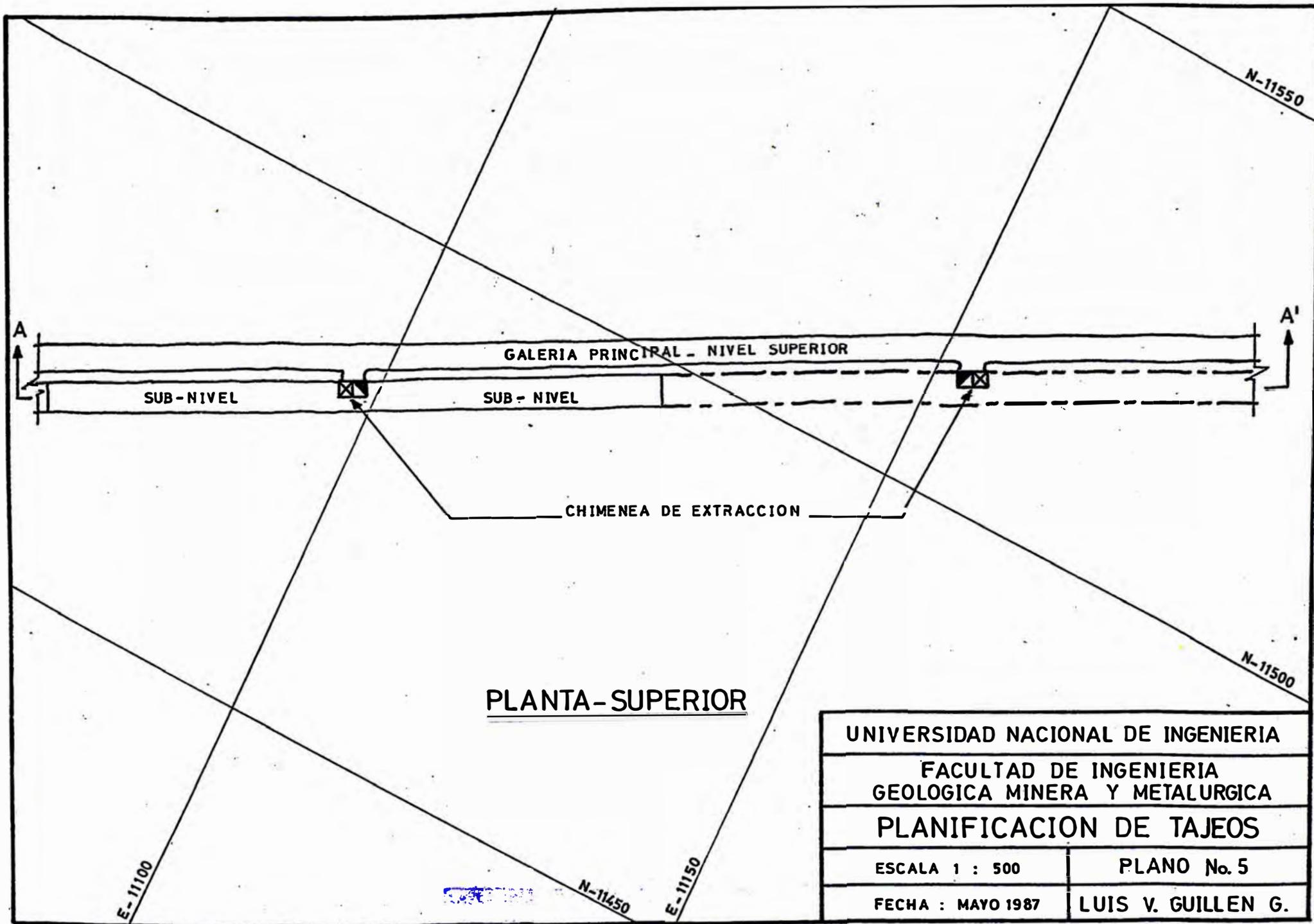
PLANO No. 3  
 LUIS V. GUILLEN G.



ESCALA 1:10 000  
COORD. En metros  
FECHA : MAYO 1987

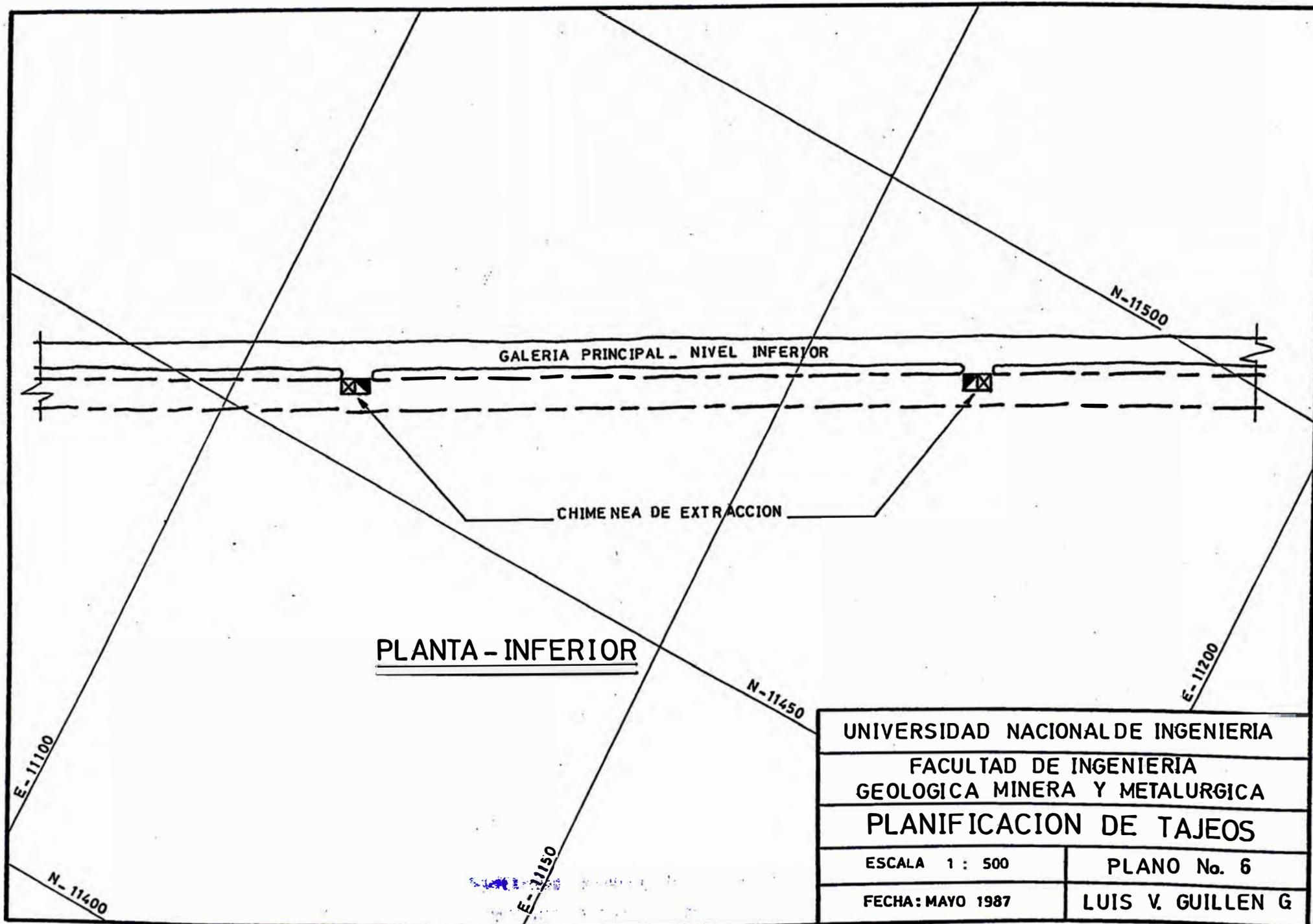
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA  
SECCION LONGITUDINAL DE LA VETA SAN CRISTOBAL

PLANO No. 4  
LUIS V. GUILLEN G.



PLANTA - SUPERIOR

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
PLANIFICACION DE TAJEOS	
ESCALA 1 : 500	PLANO No. 5
FECHA : MAYO 1987	LUIS V. GUILLEN G.



PLANTA - INFERIOR

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA  
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

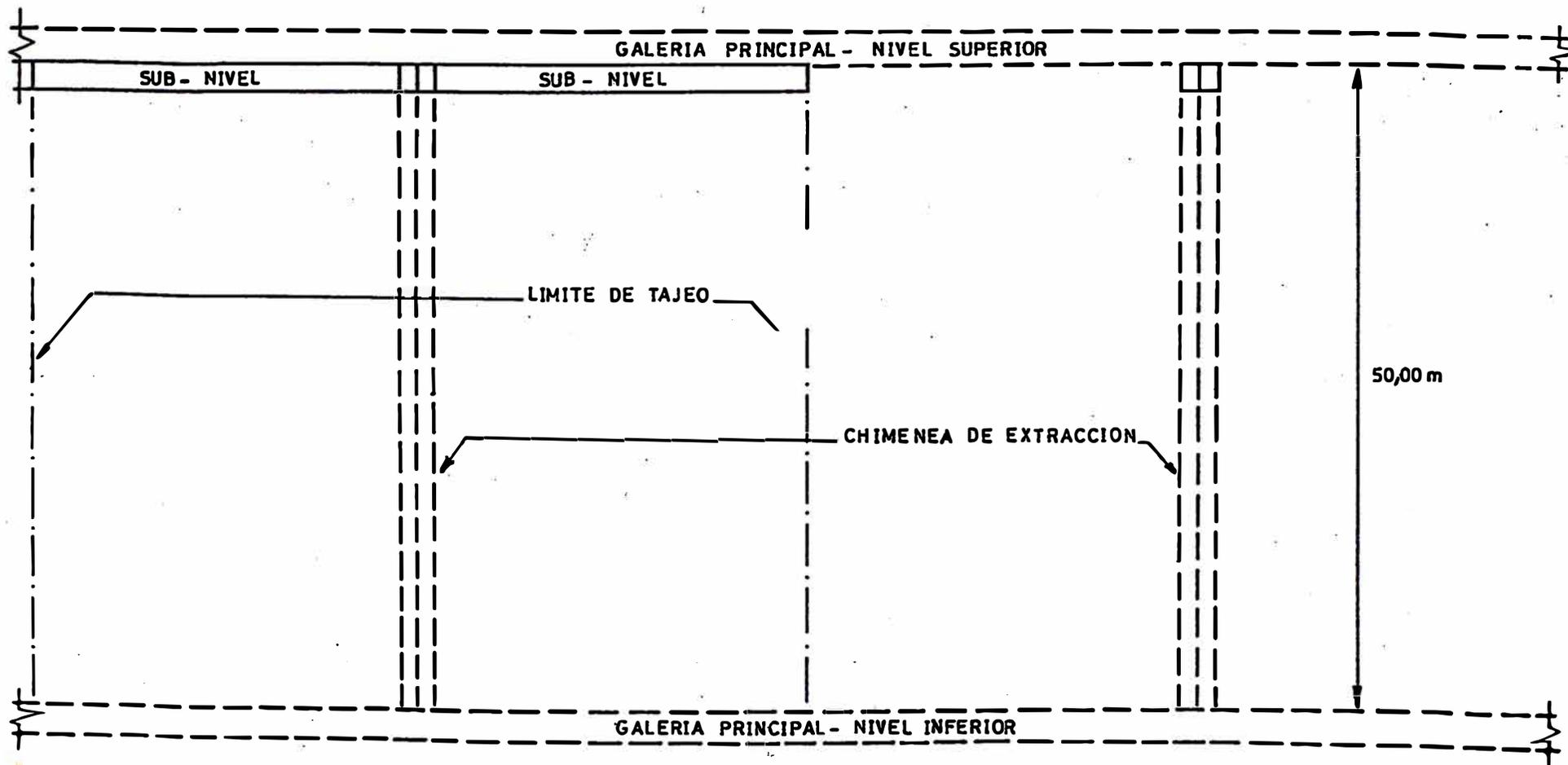
PLANIFICACION DE TAJEOS

ESCALA 1 : 500

PLANO No. 6

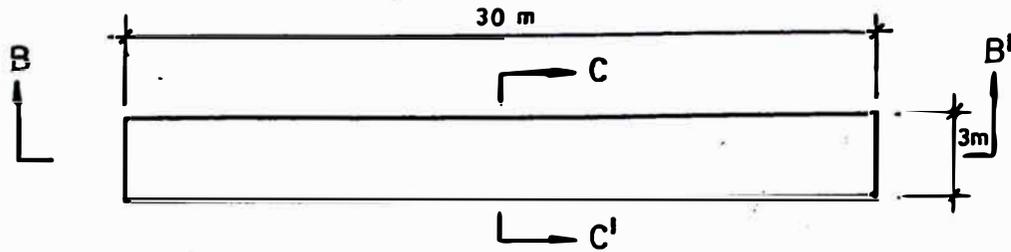
FECHA: MAYO 1987

LUIS V. GUILLEN G

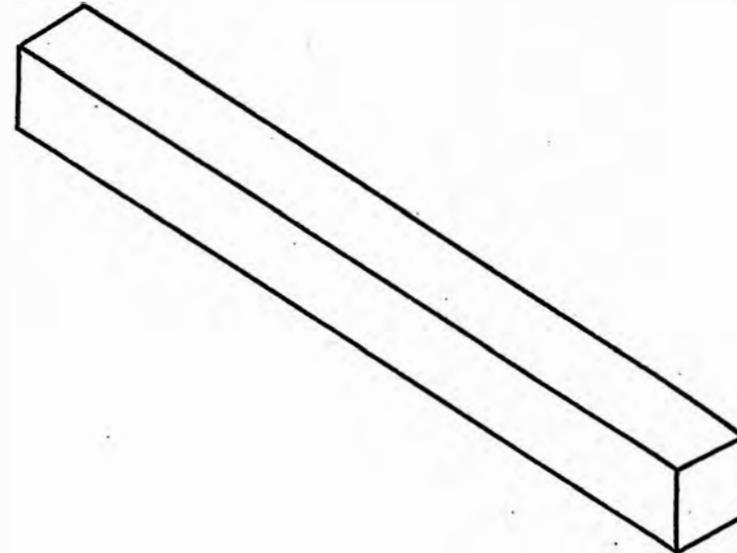


SECCION A-A'

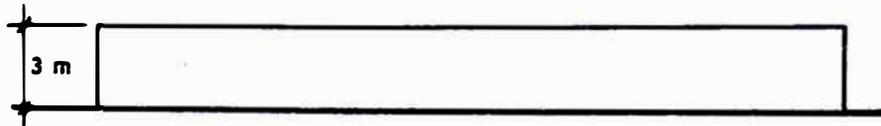
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
PLANIFICACION DE TAJEOS	
ESCALA 1 : 500	PLANO No. 7
FECHA : MAYO 1987	LUIS V. GUILLEN G.



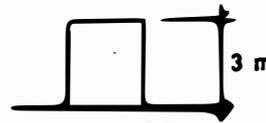
PLANTA



PERSPECTIVA



SECCION B - B'



SECCION C - C'

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA  
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

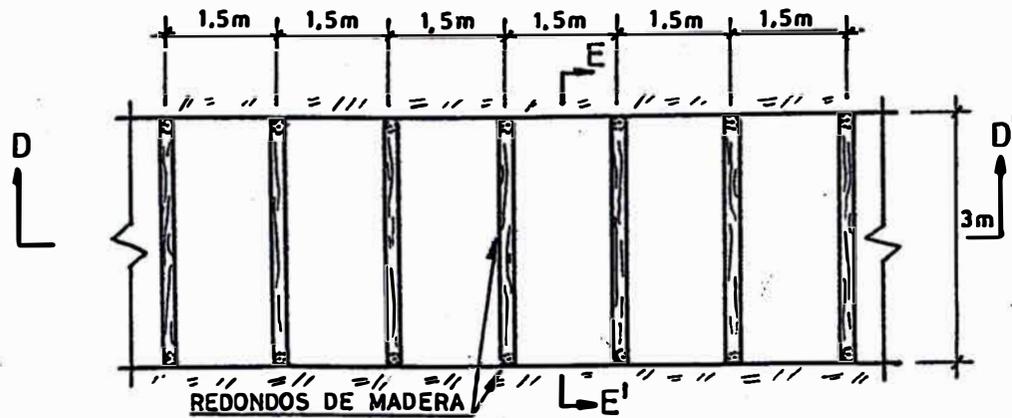
DIMENSIONES DE LOS TAJEOS

ESCALA 1 : 300

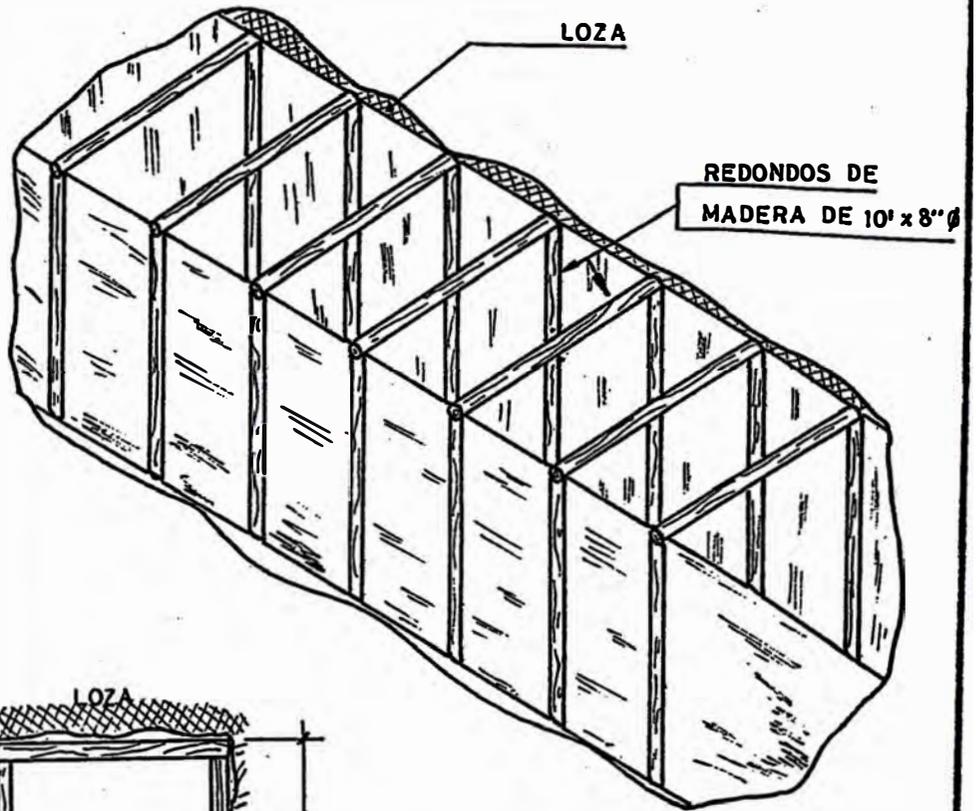
PLANO No. 8

FECHA : MAYO 1987

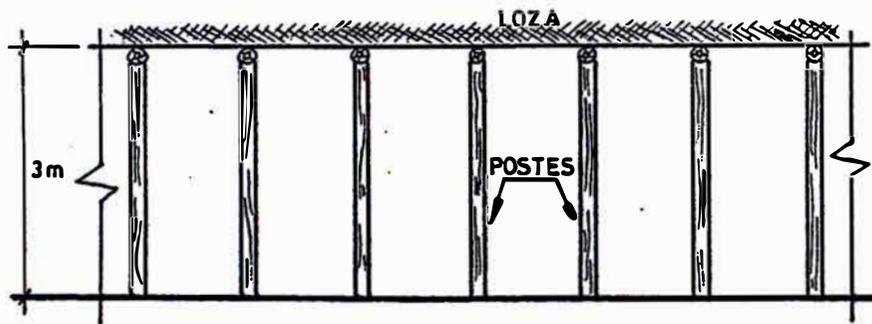
LUIS V. GUILLEN G.



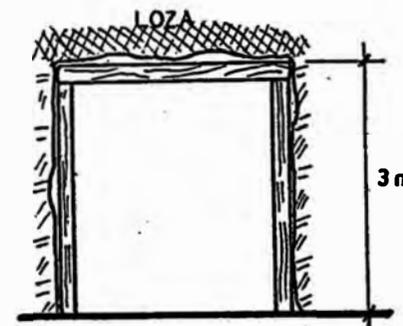
PLANTA



PERSPECTIVA



SECCION D-D'



SECCION E-E'

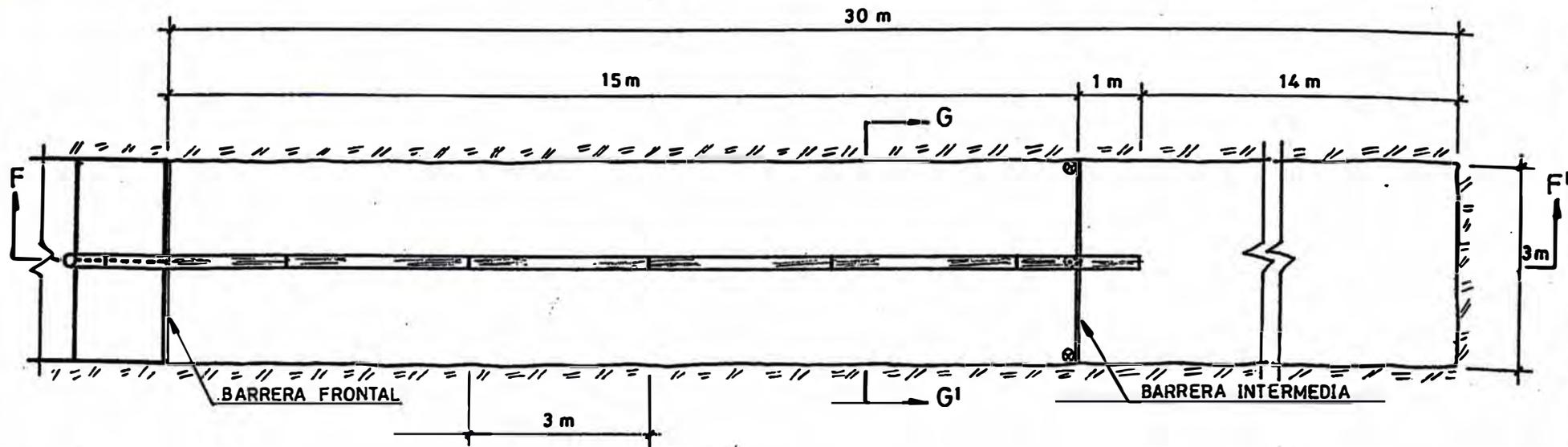
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
 FACULTAD DE INGENIERIA  
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA  
 SOSTENIMIENTO CON REDONDOS

ESCALA 1 : 100

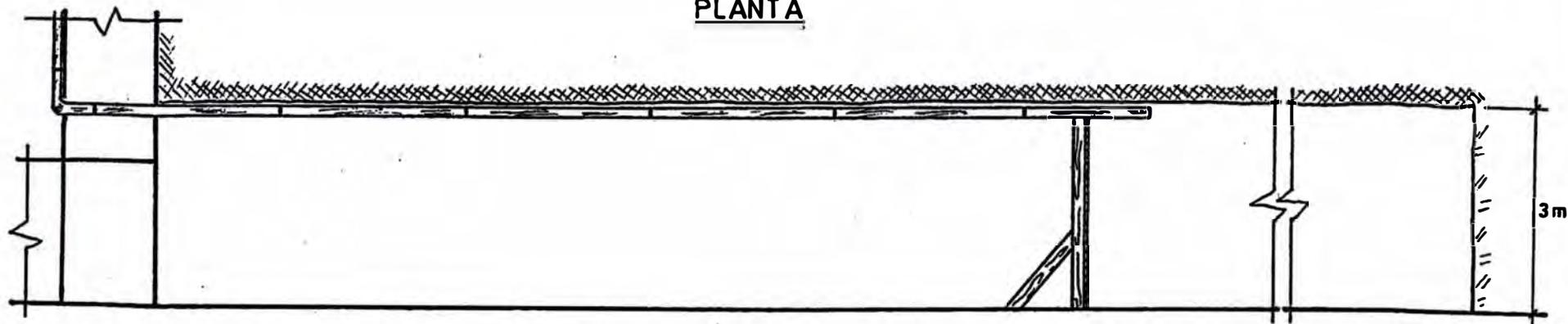
PLANO No. 9

FECHA : MAYO 1987

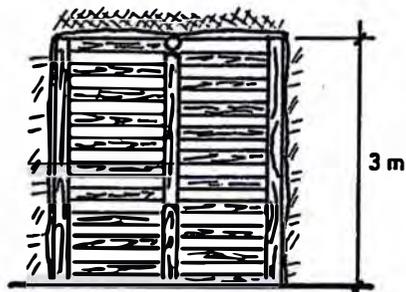
LUIS V. GUILLEN G



PLANTA



SECCION F-F'



SECCION G-G'

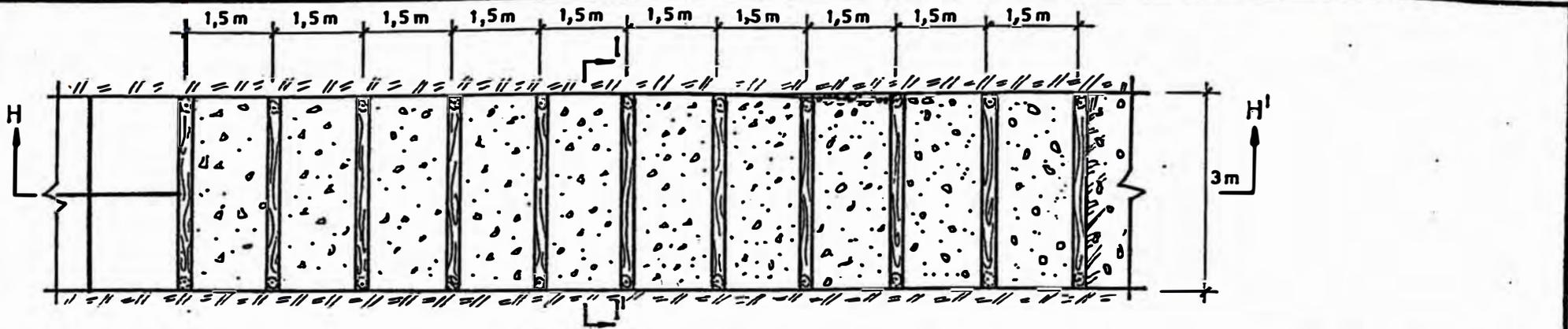
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
 FACULTAD DE INGENIERIA  
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA  
 INSTALACION DE TUBERIA PARA  
 RELLENO HIDRONEUMATICO

ESCALA 1 : 100

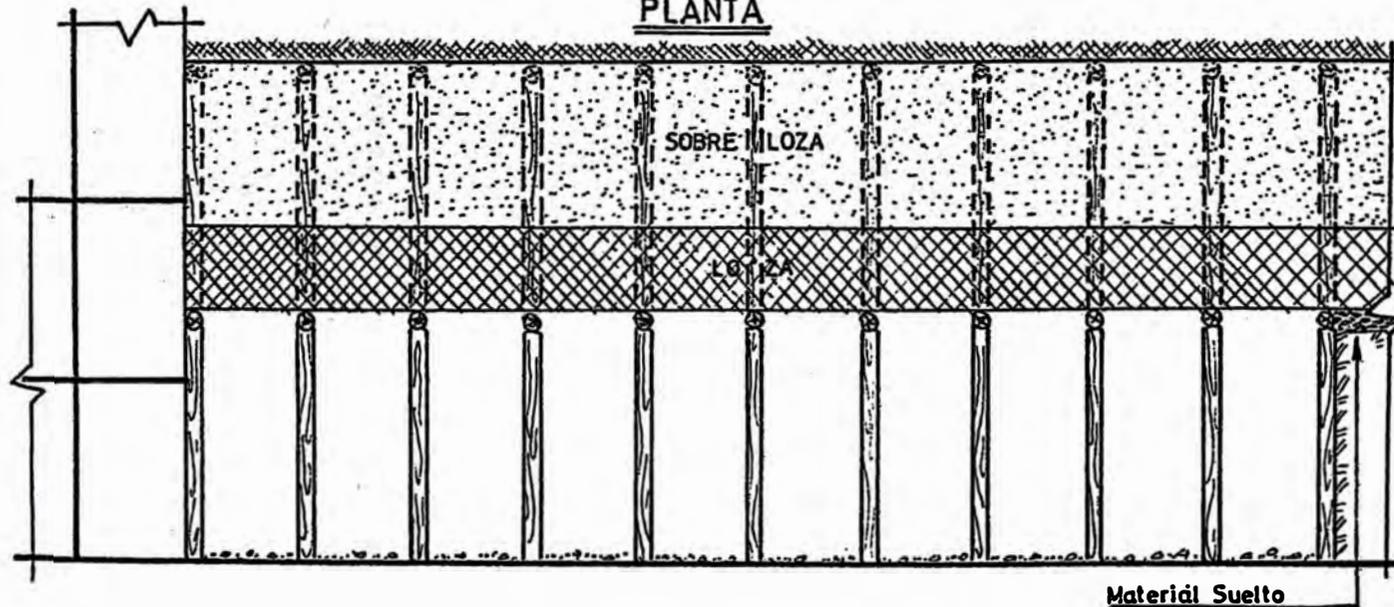
PLANO No. 10

FECHA : MAYO 1987

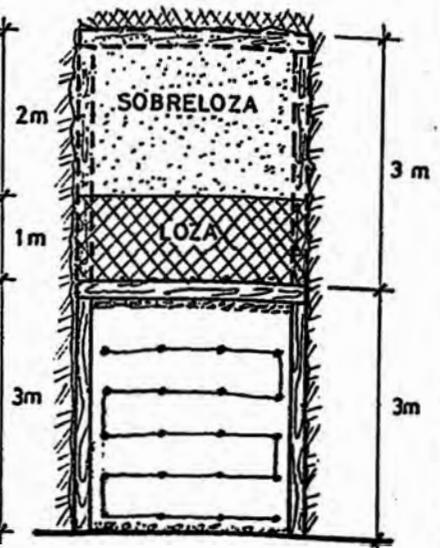
LUIS V. GUILLEN G.



PLANTA

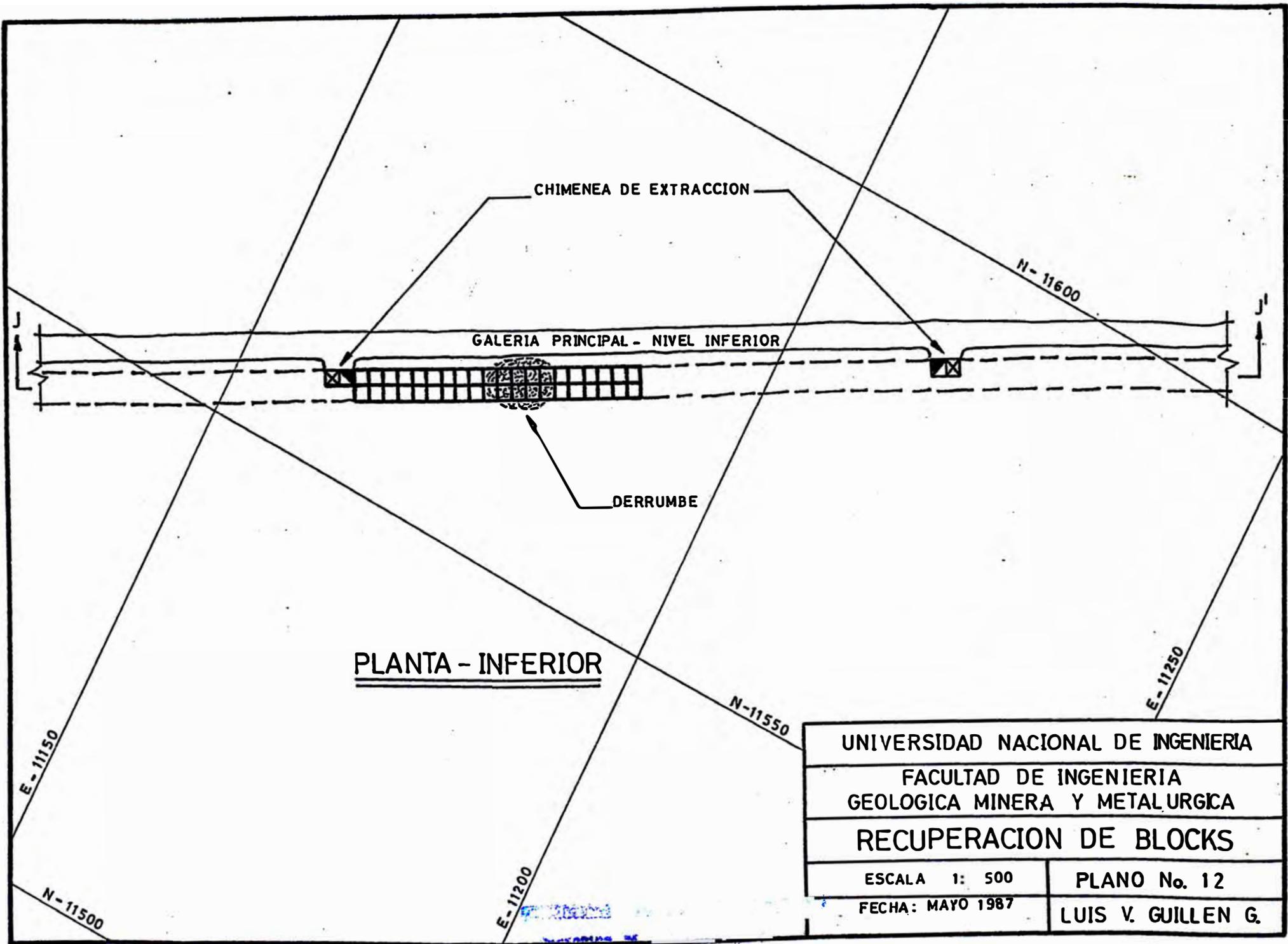


SECCION H - H'



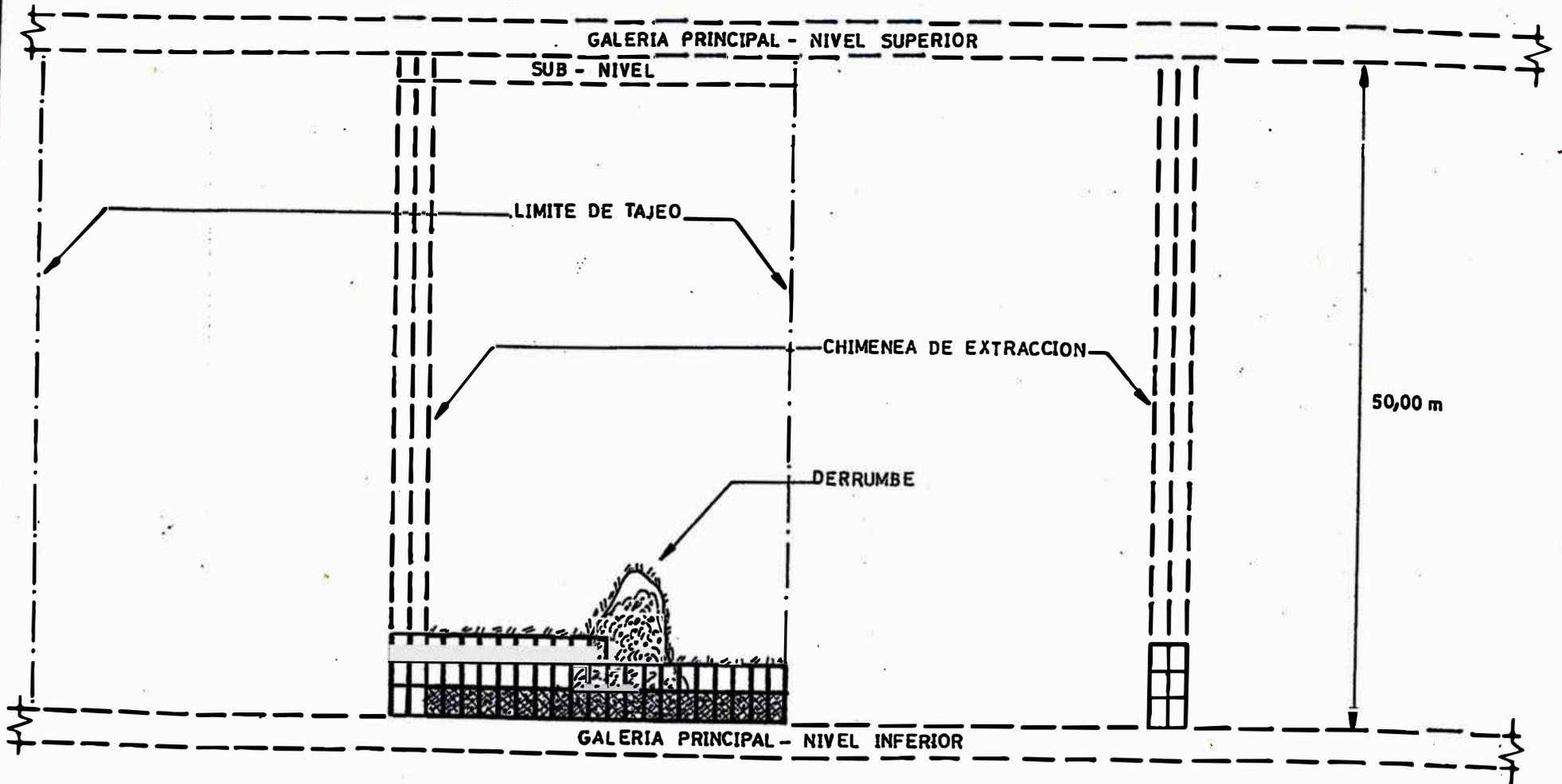
SECCION I - I'

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
GEOMETRIA DEL DISPARO DE UN TAJEO	
ESCALA 1 : 100	PLANO No. 11
FECHA : MAYO 1987	Por: LUIS V. GUILLEN G.



PLANTA - INFERIOR

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
FACULTAD DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
RECUPERACION DE BLOCKS	
ESCALA 1: 500	PLANO No. 12
FECHA: MAYO 1987	LUIS V. GUILLEN G.



SECCION J - J'

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA  
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

RECUPERACION DE BLOCKS

ESCALA 1 : 500

PLANO No 13

FECHA : MAYO 1987

LUIS V. GUILLEN G.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA

GEOLOGIA MINERA Y METALURGICA

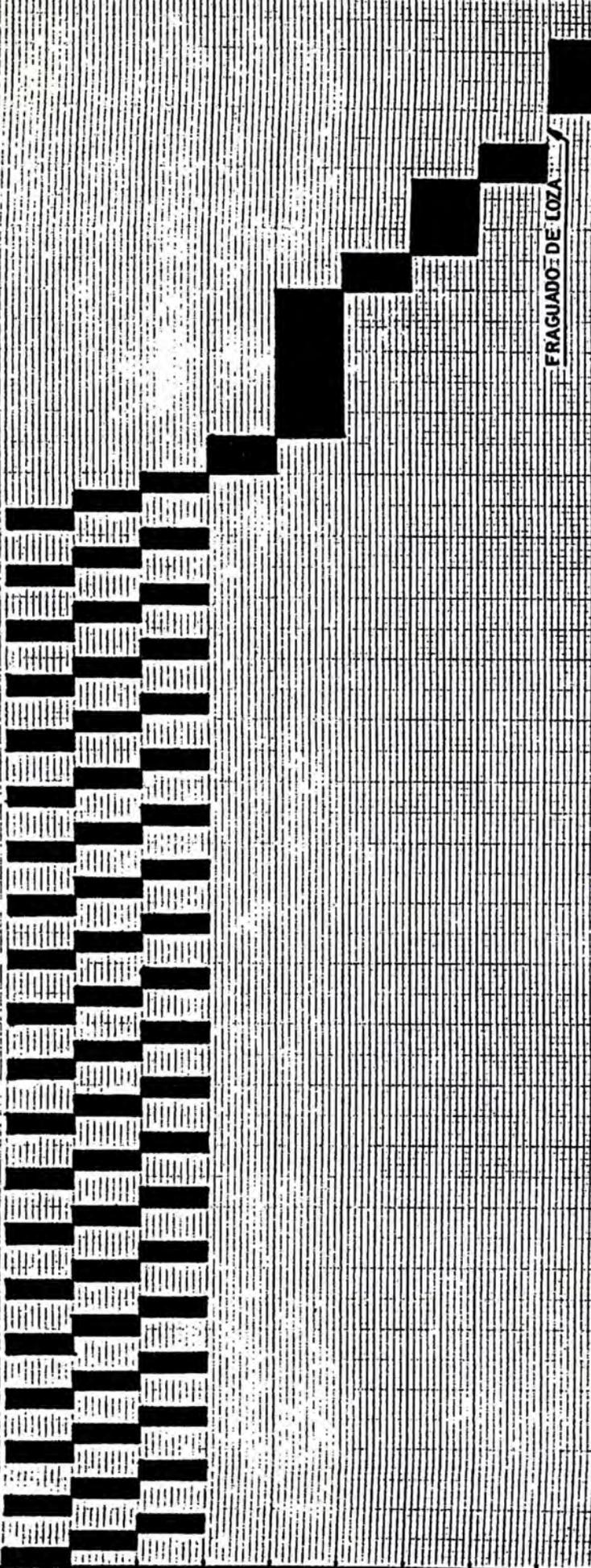
# CUADRO DE GANTT DEL CICLO DE PRODUCCION DE UN TAJEO

DIAGRAMA No. 1

FECHA MAYO 1987

Por: LUIS V. GUILLEN G.

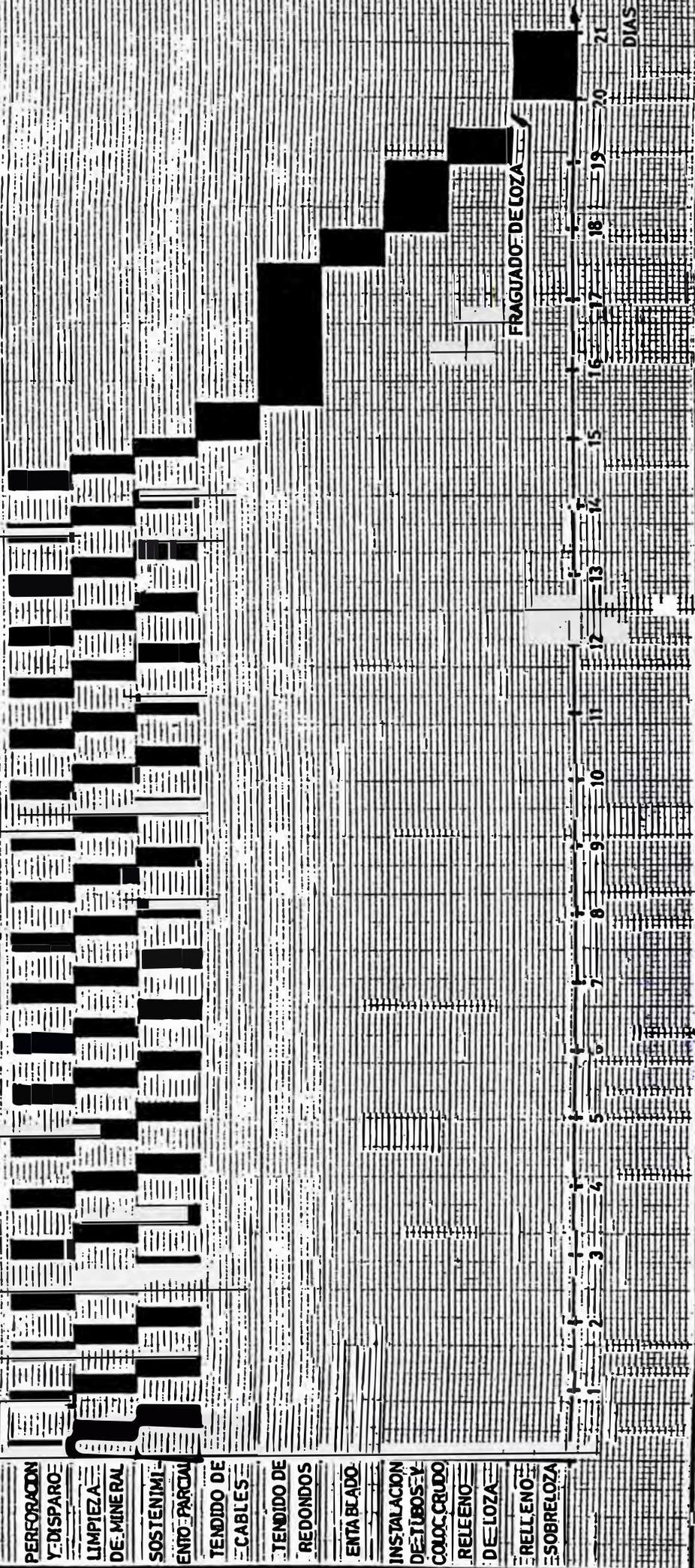
PERFORACION Y DISPARO  
LIMPIEZA DE MINERAL  
SOSTENIMIENTO PARCIAL  
TENDIDO DE CABLES  
TENDIDO DE REDONDOS  
ENTABLADO  
INSTALACION DE TUBOS Y COLOC. CRUDO  
RELLENO DE LOZA  
RELLENO SOBRELLOZA



FRAGUADO DE LOZA

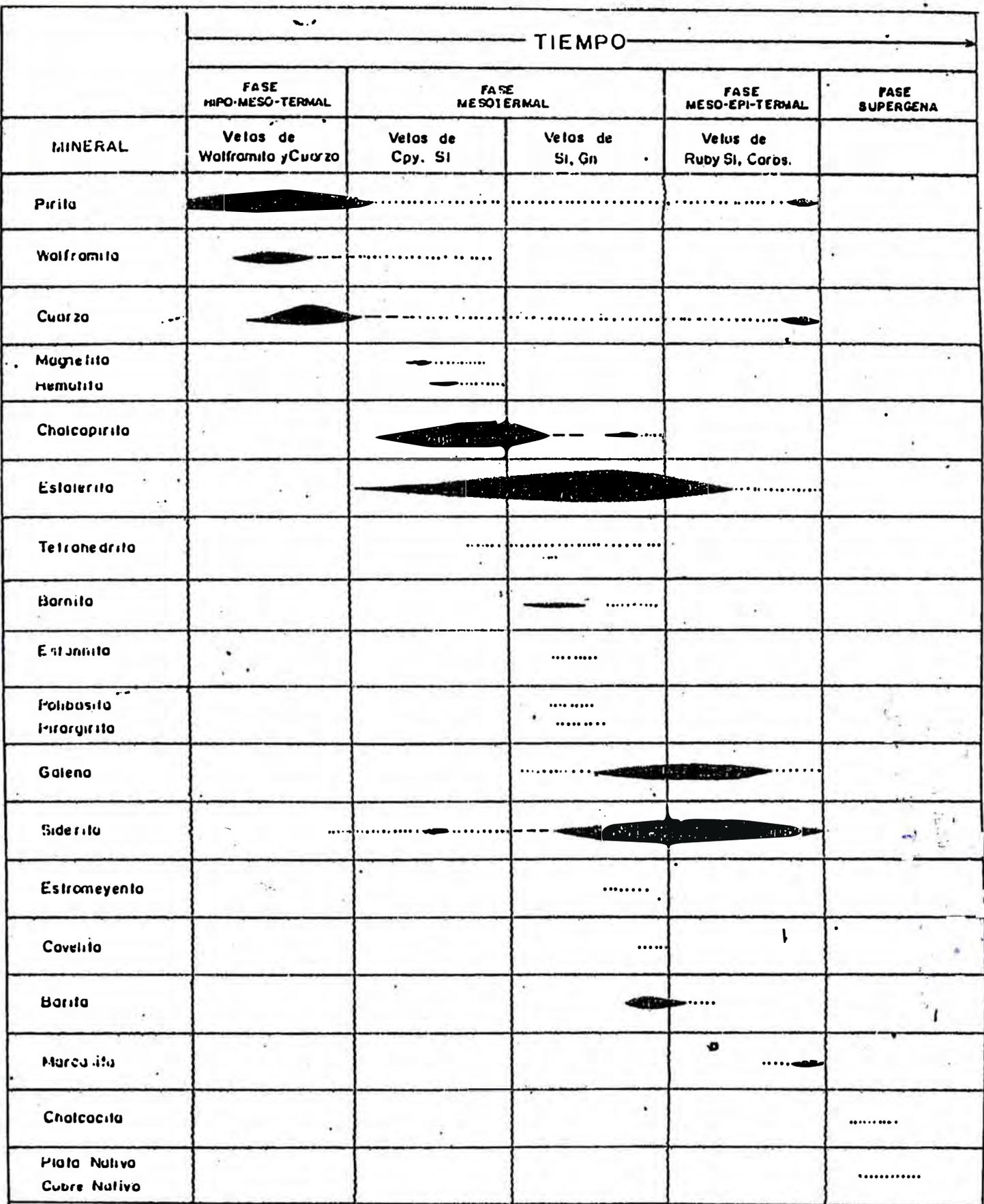
DIAS 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
 FACULTAD DE INGENIERIA  
 GEOLOGIA MINERA Y METALURGICA  
 CENTRO DE GESTION DE CICLO DE PRODUCCION DE UN TAJEO EN RECUPERACION  
 DIAGRAMA No. 2  
 FECHA MAYO 1987 PROF. LUIS V. GUILLEN G.



FRAGUADO DE LOZA

DIAS



**LEYENDA**

DISEMINACION .....  
FALLAMIENTO ~~~~~

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
FACULTAD DE INGENIERIA  
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA  
**CUADRO PARAGENETICO  
DE LAS VETAS SAN CRISTOBAL**

FECHA : MAYO 1987

LUIS V. GUILLEN G.

CUADRO  
GEOLOGICO  
No. 1

**EFICIENCIAS OBTENIDAS POR METODOS EN 1986**  
(t/ hombre- guardia)

MES	CONJ. DE CUADROS			C.y R. DESCENDENTE			C.y R. ASCENDENTE		
	t	tareas	eficien.	t	tareas	eficien.	t	tareas	eficien.
ENERO	1368	757	1,81	1288	366	3,52	7366	1403	5,25
FEBRERO	788	540	1,46	1966	340	5,78	7064	1466	4,82
MARZO	597	287	2,08	1702	392	4,34	8074	1558	5,18
ABRIL	976	481	2,03	1940	437	4,44	8219	1636	5,02
MAYO	1120	476	2,35	1260	575	2,19	8256	1589	5,20
JUNIO	1387	579	2,40	2740	576	4,76	4661	988	4,72
JULIO	817	260	3,14	1431	273	5,24	3013	442	6,82
AGOSTO	849	351	2,42	1887	355	5,32	6697	1033	6,48
SETIEMBRE	566	244	2,32	1486	359	4,14	5023	925	5,43
OCTUBRE	668	437	1,53	2098	420	5,00	6670	1423	4,69
NOVIEMBRE	588	284	2,07	2255	438	5,15	6065	1243	4,88
DICIEMBRE	504	255	1,98	2421	437	5,54	7260	1541	4,71
TOTAL	10228	4951		22474	4968		78368	15247	
PROMEDIO			2,06			4,52			5,17

CUADRO No.1

# EFICIENCIAS OBTENIDAS POR METODOS EN 1987

( t/hombre - guardia )

METODO MES	CONJ. DE CUADROS			C.y R. DESCENDENTE			C.y R. ASCENDENTE		
	t	tareas	eficien.	t	tareas	eficien.	t	tareas	eficien.
ENERO	465	310	1,50	2325	466	4,99	6510	1266	5,14
FEBRERO	284	122	2,33	2453	489	5,02	6698	1345	4,98
MARZO	158	78	2,03	2700	515	5,24	7242	1379	5,25
ABRIL	103	42	2,45	2842	555	5,12	7308	1441	5,07
TOTAL A LA FECHA	1010	552		10320	2025		27758	5431	
PROMEDIO A LA FECHA			1,83			5,09			5,11

CUADRO No. 2

**EFICIENCIAS OBTENIDAS POR METODOS EN 1986 (Yauricocha)  
(t/hombre-guardia )**

METODO MES	CONJ.DE CUADROS			C.yR.DECENDENTE			C.yR.ASCENDENTE		
	t	tareas	eficien.	t	tareas	eficien.	t	tareas	eficien.
ENERO	1568	296	5,30	3942	590	6,68	3582	1077	3,33
FEBRERO	1145	36	31,81	2137	346	6,18	2546	689	3,70
MARZO	168	43	3,91	394	76	5,18	783	157	4,99
ABRIL	592	70	8,46	774	180	4,30	2165	571	3,79
MAYO	1070	301	3,56	2020	297	6,80	6260	1022	6,12
JUNIO	991	276	3,59	2713	506	5,36	7140	1008	7,08
JULIO	331	260	1,27	1290	433	2,98	6063	1025	5,92
AGOSTO	139	82	1,70	2656	490	5,42	5346	965	5,54
SETIEMBRE	1329	162	8,20	1619	179	9,05	5976	914	6,54
OCTUBRE	683	192	3,56	2073	261	7,94	6167	936	6,59
NOVIEMBRE	1647	125	13,18	2825	246	11,48	5356	562	9,53
DICIEMBRE	738	173	4,27	1088	130	8,37	2668	945	2,82
TOTAL	10401	2016		23531	3734		54052	9871	
PROMEDIO			5,16			6,30			5,48

CUADRO No.3

# EFICIENCIAS OBTENIDAS POR METODOS EN 1987 (Yauricocha )

( t/hombre - guardia )

METODO MES	CONJ. DE CUADROS			C.y R. DESCENDENTE			C.y R. ASCENDENTE		
	t	tareas	eficien.	t	tareas	eficien.	t	tareas	eficien.
ENERO	1336	302	4,43	1604	125	12,83	4186	798	5,25
FEBRERO	1772	350	5,06	1630	100	16,30	4514	597	7,56
MARZO	1522	333	4,57	1739	206	8,44	3399	636	5,34
ABRIL	1543	284	5,43	1671	219	7,63	4461	472	9,45
TOTAL A LA FECHA	6173	1269		6644	650		16560	2503	
PROMEDIO A LA FECHA			4,86			10,22			6,62

CUADRO No. 4

**COSTOS UNITARIOS DIRECTOS E INDIRECTOS POR METODOS EN 1986**  
( l./t)

METODO MES	CONJ. DE CUADROS			C.y R. DESCENDENTE			C.yR. ASCENDENTE		
	t	directo	indirec.	t	directo	indirec.	t	directo	indirec.
ENERO	1368	230,49	584,46	1288	253,25	835,12	7366	172,34	801,18
FEBRERO	788	201,25	465,31	1966	314,71	602,55	7064	314,25	1246,22
MARZO	597	349,32	764,24	1702	500,81	900,91	8074	359,18	1329,07
ABRIL	976	350,42	805,60	1940	94,25	236,19	8219	80,40	386,34
MAYO	1120	399,91	1071,18	1260	250,08	624,29	8256	78,10	534,77
JUNIO	1387	389,42	1015,76	2740	150,22	371,64	4661	132,12	563,36
JULIO	817	317,22	630,83	1431	350,78	942,72	3013	120,14	525,36
AGOSTO	849	425,31	1064,31	1887	120,92	450,01	6697	117,32	551,91
SETIEMBRE	566	450,22	1155,56	1486	200,72	662,30	5023	121,39	582,05
OCTUBRE	668	325,14	934,04	2098	70,62	207,15	6670	80,15	395,41
NOVIEMBRE	588	499,51	1251,02	2255	99,12	264,62	6065	85,62	449,50
DICIEMBRE	504	185,14	381,24	2421	80,14	336,95	7260	160,01	852,68
TOTAL	10228			22474			78368		
PROMEDIO		341,39	854,12		191,37	493,29		156,74	707,03

CUADRO No. 5

# COSTOS UNITARIOS DIRECTOS E INDIRECTOS POR METODOS EN 1987

( l./t )

METODO MES	CONJ. DE CUADROS			C.yR. DESCENDENTE			C.yR. ASCENDENTE		
	t	directo	indirec.	t	directo	indirec.	t	directo	indirec.
ENERO	465	326,34	762,98	2325	160,24	530,66	6510	170,02	683,97
FEBRERO	284	450,42	1001,50	2453	201,18	554,00	6698	165,49	628,86
MARZO	158	489,32	1029,26	2700	210,75	598,81	7242	160,34	641,36
ABRIL	103	500,01	1101,74	2842	199,73	662,21	7308	190,01	819,55
TOTAL A LA FECHA	1010			10320			27758		
PROMEDIO A LA FECHA		404,44	906,25		194,06	590,26		171,66	695,25

CUADRO No. 6

**COSTOS UNITARIOS DIRECTOS E INDIRECTOS POR METODOS EN 1986(Yauricocha)**  
(I./t)

MES \ METODO	CONJ. DE CUADROS			C.yR. DESCENDENTE			C.yR. ASCENDENTE		
	t	directo	indirec.	t	directo	indirec.	t	directo	indirec.
ENERO	1568	28,49	71,60	3942	252,86	831,54	3582	168,50	781,76
FEBRERO	1145	157,95	363,18	2137	328,71	628,16	2546	353,99	1401,14
MARZO	168	213,99	466,87	394	552,81	993,63	783	337,13	1247,28
ABRIL	592	97,04	223,77	774	83,28	208,08	2165	77,10	370,46
MAYO	1070	224,78	600,34	2020	274,07	684,78	6260	72,09	493,46
JUNIO	991	143,45	373,08	2713	192,20	475,35	7140	125,22	533,03
JULIO	331	439,04	873,47	1290	320,77	860,27	6063	118,12	516,22
AGOSTO	139	617,84	1544,60	2656	158,91	588,84	5346	115,15	541,39
SETIEMBRE	1329	60,04	154,87	1619	247,70	815,83	5976	117,37	561,91
OCTUBRE	683	55,86	158,12	2073	75,63	220,98	6167	75,70	370,74
NOVIEMBRE	1647	111,18	278,47	2825	109,10	291,50	5356	92,64	483,37
DICIEMBRE	738	152,16	313,49	1088	88,50	370,32	2668	152,33	810,67
TOTAL	10401			23531			54052		
PROMEDIO		129,42	313,32		206,31	521,93		123,65	582,06

CUADRO No. 7

# COSTOS UNITARIOS DIRECTOS E INDIRECTOS POR METODOS EN 1987 (Yauricocha )

( l./t )

METODO MES	CONJ. DE CUADROS			Cy R. DESCENDENTE			Cy R. ASCENDENTE		
	t	directo	indirec.	t	directo	indirec.	t	directo	indirec.
ENERO	1336	429,15	1003,45	1604	154,25	510,69	4186	175,24	704,27
FEBRERO	1772	399,49	888,56	1630	199,32	548,13	4514	170,29	646,10
MARZO	1522	435,32	915,78	2457	208,14	591,56	3399	159,16	636,64
ABRIL	1543	408,52	899,89	1671	187,19	620,40	4461	182,14	785,48
TOTAL A LA FECHA	6173			7362			16560		
PROMEDIO A LA FECHA		417,00	922,97		189,69	570,87		172,45	696,41

CUADRO No. 8

# COSTOS DIRECTOS OBTENIDOS POR METODOS EN ENERO DE 1987

( l./t )

RUBRO \ METODO	CONJ. DE CUADROS	C.yR. DESCENDENTE	C.yR. ASCENDENTE
1.-MANO DE OBRA	98003,40	120523,90	609289,67
2.- MADERA	17856,00	29995,45	15190,81
3.-EXPLOSIVOS	10230,00	32886,58	30934,02
4.-MATERIALES	2180,85	5854,53	53996,43
5.-SERVICIOS	6775,05	138051,37	12815,52
6.-MANTENIMIENTO	15433,35	41505,76	382394,17
7.- VARIOS	1269,45	3740,41	2209,58
TOTAL	151748,10	372558,00	1106830,20
TONELADAS	465	2325	6510
COSTO/ TONEL.	326,34	160,24	170,02

CUADRO No.9

**PROGRAMACION DE COSTOS DIRECTOS Y DE PRODUCCION  
PARA EL PRIMER SEMESTRE DE 1987  
(l./ t )**

METODO RUBRO		C.y R. DESCENDENTE				C.y R. ASCENDENTE				
		CONSUMO/ PRODUCCION	USO/ UNIDAD DE PRODUCCI. ( 1 )	VOLUMEN DE PRODUCCION ( 2 )	PRECIO O COST. POR UNIDAD ( 3 )	SUB-TOTAL (1)x(2)x(3)	USO/ UNIDAD DE PRODUCCI. ( 1 )	VOLUMEN DE PRODUCCION ( 2 )	PRECIO O COST. POR UNIDAD ( 3 )	SUB-TOTAL (1)x(2)x(3)
MANO DE OBRA		tarea / t	0,184	22044	336,82	1366174	0,132	51438	336,82	2286946
MADERA		pie <sup>2</sup> / t	8,25	22044	1,67	303711	0,615	51438	1,67	52828
EXPLOSIVOS	DINAMI- TA	kg / t	0,33	22044	7,42	53977	0,22	51438	7,42	83967
	ACCESO- RIOS		+ 162 %			87443	+ 150 %			125950
MATERIALES			EN 1986 <u>59556</u> 22474	22044	+ 50 % DE 2,65	87625	EN 1986 <u>201406</u> 78368	51438	+ 50 % DE 2,57	198294
SERVICIOS	RELLENO	m <sup>3</sup> / t	0,222	22044	162,18	793671	0,176	51438	81,09	734115
	CEMENTO	t / t	0,031	22044	931,12	636294	-	-	-	-
MANTENI- MIENTO			EN 1986 <u>374866</u> 22474	22044	+ 50 % DE 16,68	551541	EN 1986 <u>1434918</u> 78368	51438	+ 50 % DE 18,31	1412745
TOTAL				22044		3880436		51438		4894845
COSTO/TON.						176,03				95,16

CUADRO No. 10

# ANALISIS MINERALOGICO

[ % ]

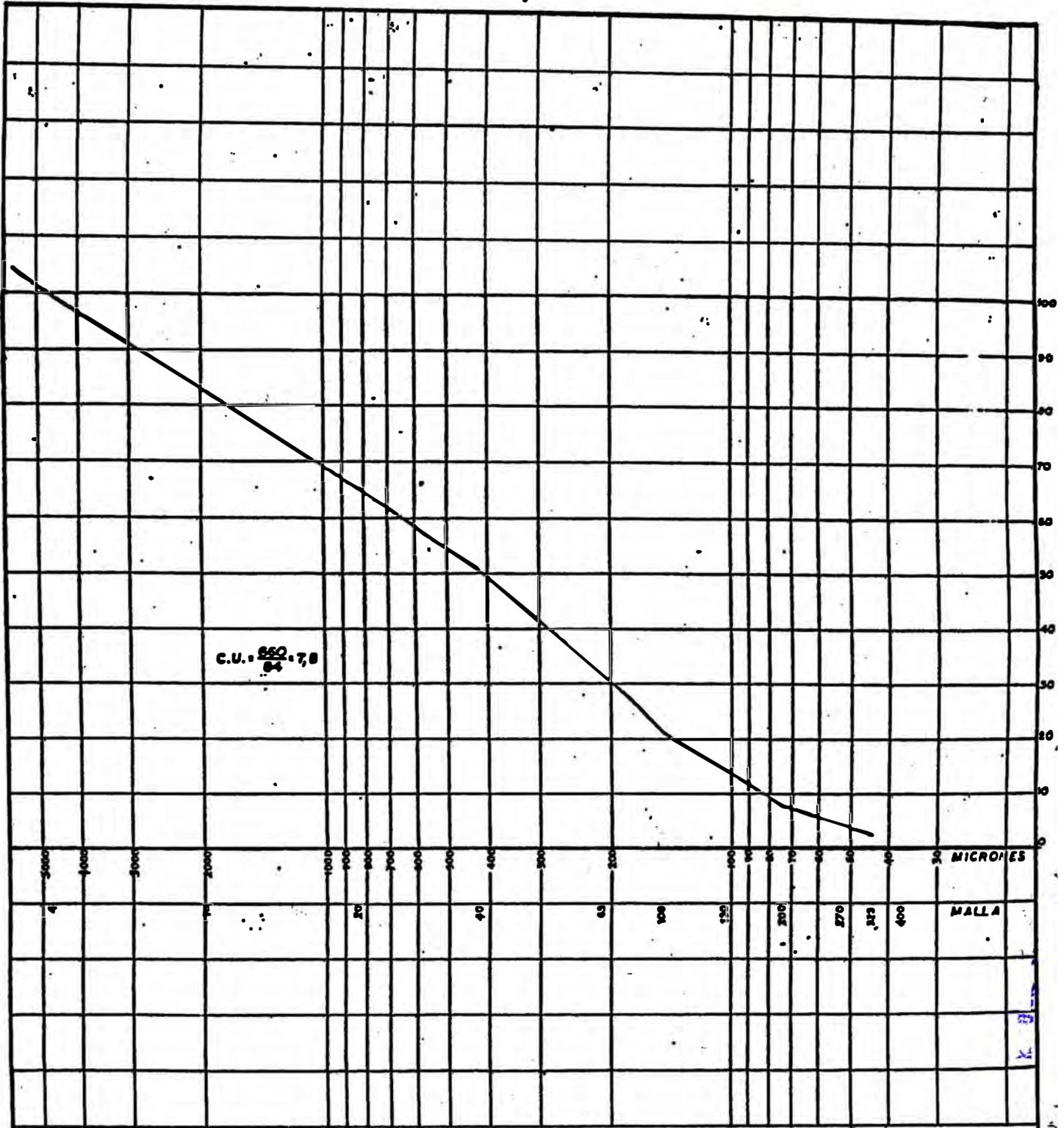
	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Per. Ca	H <sub>2</sub> O
Muestra 1	47,1	11,1	2,18	1,97	0,7	36,92	1,7
Muestra 2	50,4	5,7	2,0	2,2	0,4	39,3	4,3
Muestra 3	50,0	7,2	2,61	0,75	0,5	39,0	4,2

CUADRO No. 11

## ANALISIS GRANULOMETRICO

US Std. Sieves	TAMAÑO (micrones)	% PESO	% ACUMULADO
+ 10	2000	17,6	17,6
+ 20	840	16,6	34,2
+ 40	420	15,7	49,9
+ 80	177	23,0	72,9
+ 100	149	6,4	79,3
+ 200	74	12,9	92,2
+ 325	44	5,2	97,4
- 325		2,6	100,0

CUADRO No. 12



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

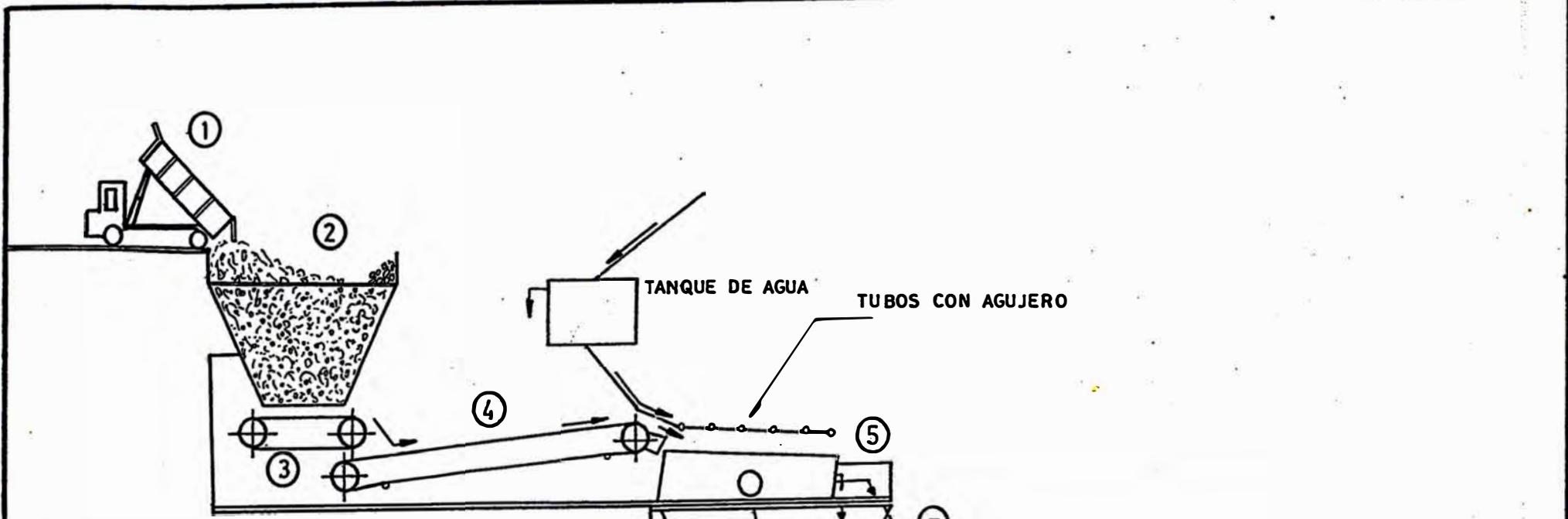
FACULTAD DE INGENIERIA  
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

DISTRIBUCION DEL TAMAÑO DE  
LAS PARTICULAS DE ARENA

FECHA : MAYO 1987

Por: LUIS V. GUILLEN G.

GRAFICO No. 1



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA  
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CIRCUITO DE LA PLANTA  
DE CHANCADO

FECHA : MAYO 1987 | Por: LUIS V. GUILLEN G.

No.	DESCRIPCION
1	Volquete
2	Tolva de entrada
3	Alimentador de oruga
4	Faja transportadora
5	Zaranda vibradora
6	Triturador de mandíbula
7	Clasificador en espiral
8	Faja transportadora
9	Triturador de cono Symons
10	Faja transportadora
11	Cancha de acumulación

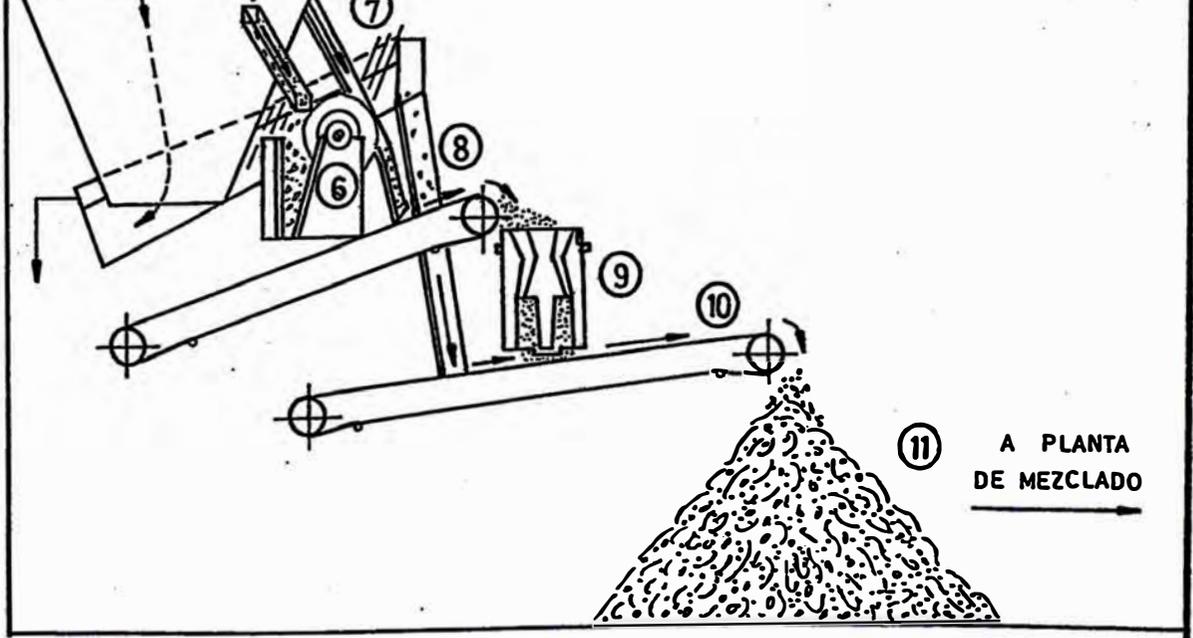
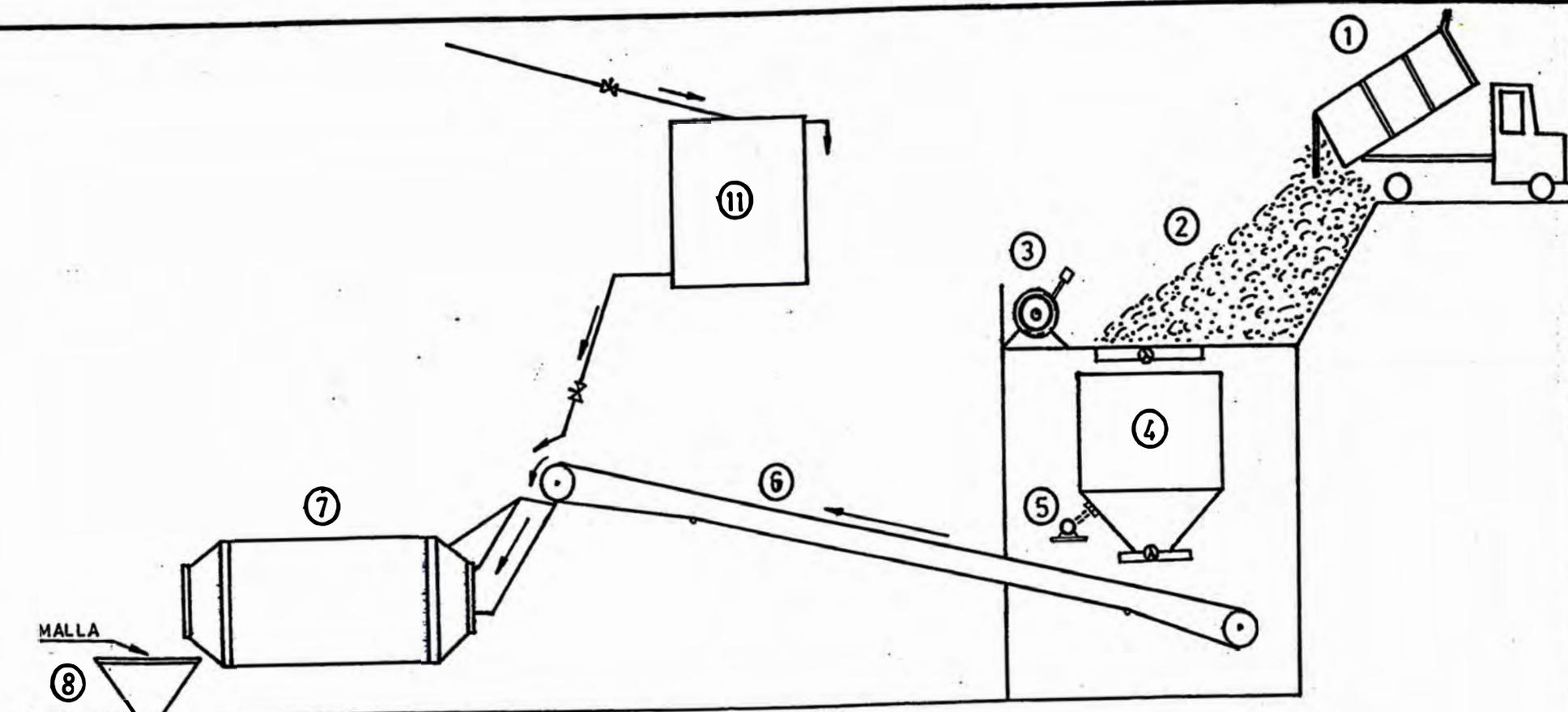


GRAFICO No. 2



No.	DESCRIPCION
1	Volquete
2	Tolva de concreto
3	Wincha eléctrica
4	Tolva de regulación de carga
5	Vibradora
6	Faja transportadora
7	Mezcladora
8	Cono de descarga
9	Cono de caída
10	Bomba neumática
11	Tanque de agua

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

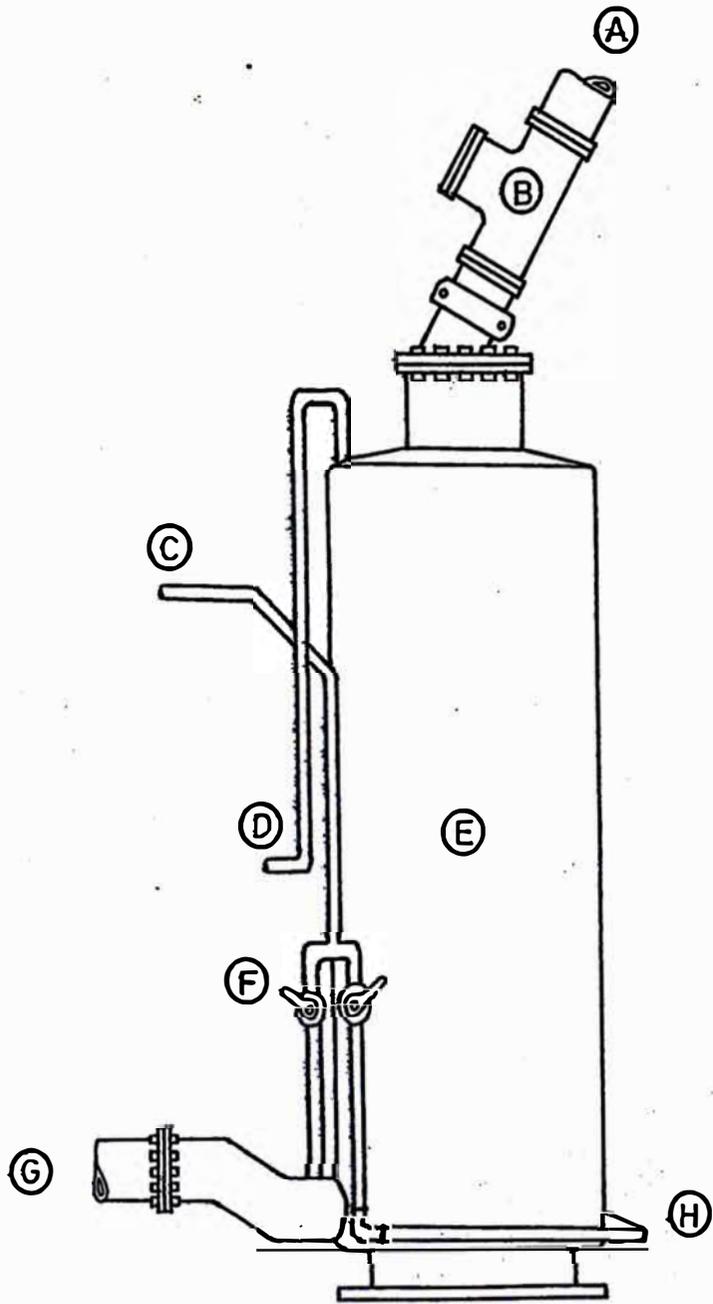
FACULTAD DE INGENIERIA  
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CIRCUITO DE LA PLANTA  
DE MEZCLADO

FECHA : MAYO 1987

Por: LUIS V. GUILLEN G

GRAFICO No. 3



LEYENDA

- A- Entrada decarga
- B- Válvula "check"
- C- Admisión de aire
- D- Descarga de presión
- E- Cámara de carga o bombeo
- F- Válvulas
- G- Salida de carga
- H- Inyectores

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA  
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

BOMBA NEUMATICA DE 1 m<sup>3</sup>  
[ FABRICACION NACIONAL ]

FECHA : MAYO 1987 | POR: LUIS V. GUILLEN G.

GRAFICO No. 4