

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**Programa Académico de Ingeniería Geológica
Minera y Metalúrgica**



**Estudio Comparativo entre los
Métodos “Conjunto de Cuadros”
y Corte y Relleno Descendente;
Aplicación del Método Corte y
Relleno Descendente**

T E S I S

Presentada por

Claudio Abraham Colque Balladares

**Para optar el Título de
INGENIERO DE MINAS**

Promoción 1965

LIMA — PERU

1 9 7 4

A MIS
PADRES

INTRODUCCION

El presente trabajo es el resultado de la aplicación del método "Under Cut and Fill" ó Corte y Relleno Descendente, el cual ha reemplazado sistemáticamente al método de "Square Set" ó Conjunto de Cuadros, este último método era empleado en sus dos variantes "Under Hand" ó Cuadros Colgantes y "Over Hand" ó Cuadros Vaceados.

El trabajo consta de cuatro capítulos:

El primero, es el planeamiento, que consiste en un estudio teórico del método Corte y Relleno Descendente, en este capítulo se hace un análisis comparativo entre ambos métodos; los items que se toman en el análisis son principalmente los costos luego la eficiencia, dilución, recuperación, seguridad y tránsito.

En el segundo capítulo se expone la forma como se prepara un Area, a fin de que esté lista para la explotación ; se puede apreciar los diferentes tipos de elementos empleados así como las ventajas y desventajas de cada uno de ellos .

El tercer capítulo se refiere a la operación misma o sea la explotación propiamente dicha; la distribución de los tajés en un Area y los factores que influyen en la antedicha distribución; además se hace una descripción de la perforación empleada y las variantes que se está usando en las labores de minado; el sostenimien-

to también es descrito y analizados los diferentes elementos que se han usado para soportar el relleno que está en la parte superior ; la extracción del mineral minado en un Area así como el transporte del mismo son descritos en la parte final del capítulo.

El cuarto capítulo se dedica exclusivamente al relleno hidromeumático empleado; pues un pilar fundamental en el que se apoya el método de Corte y Relleno Descendente es el relleno con cemento, el cual trabaja como una gran loza y absorbe gran parte de las presiones que se presentan en el terreno, se puede apreciar el funcionamiento de las plantas de mezclado así como las bombas neumáticas y los conductos del relleno, finalmente se describe el proceso de preparado de un tajero para ser rellenado.

| | <u>Pág.</u> |
|---|-------------|
| INTRODUCCION | IV |
| | |
| I.-PLANEAMIENTO | 1 |
| 1.- Costos | 8 |
| 2.- Eficiencia | 20 |
| 3.- Dilución | 25 |
| 4.- Recuperación | 29 |
| 5.- Seguridad | 31 |
| 6.- Tránsito | 36 |
| | |
| II.- PREPARACION | 39 |
| 1.- Chute principal | 41 |
| 2.- Subnivel principal | 49 |
| 3.- Dedo o "Finger Raise" | 57 |
| 4.- Corte Primario o "Sill Floor" | 62 |
| | |
| III.- EXPLOTACION | 68 |
| 1.- Distribución de los Tajeos en un Area | 71 |
| 2.- Perforación y Voladura | 77 |
| 3.- Sostenimiento | 79 |
| 4.- Extracción | 84 |
| 5.- Transporte | 88 |
| | |
| IV.- RELLENO HIDRONEUMATICO | 89 |
| 1.- Plantas | 93 |
| 2.- Bombas | 96 |
| 3.- Conductos | 100 |
| 4.- Mezclas | 105 |
| 5.- Preparación de un tajeo | 107 |

| | |
|--------------|-------------|
| | <u>Pág.</u> |
| CONCLUSIONES | 114 |
| BIBLIOGRAFIA | 118 |

CAPITULO I

PLANEAMIENTO

- 1.- Costos
- 2.- Eficiencia
- 3.- Dilución
- 4.- Recuperación
- 5.- Seguridad
- 6.- Tránsito

Al haberse planteado problemas de suma importancia que afectaba nítidamente el proceso de explotación en el método de "Square Set" o Conjunto de Cuadros, se hacía imperioso el cambio del método de explotación, el nuevo método debería resolver en primer lugar los jornales altos los que tenían una tendencia a incrementarse aún más; de otro lado el costo de los materiales había aumentado de tal manera que se estaba llegando a un punto donde ya no sería económico la continuación de la explotación por el método de Conjunto de Cuadros; además las leyes del cuerpo mineralizado habían bajado, esto hacía aún más crítica la situación, por lo tanto era necesario encontrar un método que en principio tenga una mayor eficiencia a fin de que pueda soportar con facilidad los costos elevados en materiales y mano de obra y como consecuencia de la mayor eficiencia se haría posible la explotación de las zonas con leyes consideradas como marginales.

Otros problemas colaterales que se trataba de solucionar fueron los siguientes:

Terreno demasiado pesado, este factor hacía que la explotación sea sumamente difícil y consecuentemente la eficiencia era muy pequeña, por lo mismo era necesario un sostenimiento secundario antes de haber concluido un ciclo de minado y relleno, los materiales empleados en este sostenimiento secundario elevaban aún mas el costo por tonelada minada; el método buscado debería eliminar totalmente las presiones del terreno o gran parte de éstas; otra alternativa era que el método no tomara en cuenta las presiones del terreno en el proceso de la explotación.

Se tenía un programa bastante amplio en reparaciones de Galerías y Chimeneas, las primeras a fin de facilitar el tránsito de los convoyes de mineral, desmonte y madera y las segundas para la extracción de mineral, el tránsito de relleno y madera hacia las labores de minado, así como el tránsito de personal; esto obligaba a que el método buscado trate de eliminar la conservación de galerías y chimeneas ó que estas sean en menor cantidad.

Los convoyes debían transportar, madera relleno y mineral por lo que el transporte de mineral tenía pocos convoyes disponibles, lo cual hacía un transporte lento y la consecuencia inmediata era que el mineral depositado en los chutes se compactara, lo que demoraba aún mas el transporte del mineral, generándose así un

círculo vicioso. El nuevo método debería eliminar el transporte de relleno por convoyes y debería usar menor cantidad de madera para que el transporte de esta sea menor; de esta manera se dispondrían de mayor número de convoyes para el transporte de mineral lo que concuerda con la mayor eficiencia, pues, se tendrían los Chutes limpios y el tiempo perdido en desatracar los Chutes sería eliminado.

Finalmente el método buscado tenía que igualar por lo menos o, superar en seguridad al método de Conjunto de Cuadros.

Planteados estos problemas fundamentales, se hacía necesario encontrar un método que pueda solucionar todos los problemas; además el método tenía como factores reguladores los siguientes:

a.-Continuar con la producción que en la actualidad se venía extrayendo.

b.-Que el método buscado sea una solución a corto plazo.

De acuerdo a los problemas planteados y a las exigencias de la operación, el método ideal hubiera sido el de "Block Caving" ó Derrumbe por Bloques, pero este método tropezaba o era limitado principalmente por que en superficie se tenían las instalaciones para la operación, así como las oficinas y campamentos; otro in-

conveniente que presentaba este método es que no era una solución a corto plazo, pues, en la preparación se demoraría demasiado tiempo.

El método que satisfacía con mayor proximidad la solución de los problemas planteados fue el de "Under Cut and Fill" con relleno hidráulico con cemento; este método se esperaba que funcionase tal como a continuación se explica:

a.-Se conseguirá una mayor eficiencia, pues, se tenía planteada una eficiencia mínima de 10 Tn/Hombre-guardia ya que se esperaba un avance de 50 Tn. diarias, para ello era necesario cuatro hombres, dos en cada guardia o turno.

b.-Se emplearía menor cantidad de madera, pues se eliminaría el sostenimiento secundario, ya que las presiones en especial la vertical sería tomada por la loza del relleno; esta eliminación del sostenimiento secundario traería como consecuencia una reducción de costos en lo que concierne a madera.

c.-El relleno debería funcionar como una gran loza la cual tendría que absorber las presiones del terreno, con lo que se esperaba reducir las presiones en los cortes inferiores; es decir se tendría solucionado el problema del terreno pesado, el cual se presenta en todo el cuerpo mineralizado.

d.-Como el transporte del relleno se tenía que realizar por medio de tuberías, la congestión del tran-

sito sería solucionado, ya que se eliminaría por completo el transporte de relleno por medio de convoyes.

e.- Debido a la menor cantidad de madera a emplearse, el transporte de ella sería en menor escala con lo que se contribuiría a descongestionar el tránsito.

f.- Las reparaciones serían también en menor escala, ya que las galerías que se emplean exclusivamente para el transporte de relleno convencional serían eliminadas en su totalidad, además las chimeneas que se empleaban para este mismo fin también serían completamente eliminadas como consecuencia de tener menor cantidad de reparaciones se emplearía menor cantidad de materiales de reparación lo mismo que en mano de obra, siendo esta última empleada en nuevas labores de producción.

g.- No se tendría problemas de recuperación, ya que las zonas de mineral de muy baja ley serían dejadas in situ.

h.- La seguridad aumentaría debido principalmente a que la loza funcionaría como un guardacabeza y se trabajaría con la seguridad de haber eliminado totalmente la caída de rocas; como el minado se haría en terreno virgen y en forma descendente, la caída de rocas de los costados sería fácilmente controlados por los enrejados laterales.

i.- Los problemas de dilución debido al desprendimiento del relleno lateral, serían solucionados colocando yute lateral en todo el tajeo, el problema de la dilución se presentaría al realizar la explotación de

los pilares; al colocarse el yute lateral la dilución de bido al relleno se esperaba que fuese menor que el 2%; pudiendo afirmarse que dicha dilución debería ser de 0% dependiendo esta del cuidado que se tuviera al realizar los disparos en los tajecs contiguos a los rellenos.

1.- COSTOS

Con el fin de justificar el cambio del método, indudablemente lo más importante y demostrativo son los costos, por lo que a continuación se presenta un estudio comparativo de los costos de cada uno de los métodos; el estudio comprende los siguientes puntos:

- a.-Costo de la mano de obra o jornales
- b.-Costo de los explosivos
- c.-Costo de la madera
- d.-Costo del aire comprimido

A continuación se presenta los costos que corresponden al método de "Square Set" ó Conjunto de Cuadros; se debe anotar que en algunos items donde por falta de datos no se ha podido determinar el precio real, se ha tomado los promedios de los datos existentes.

- a.-Costo de la Mano de Obra.

Para los efectos de estos cálculos se ha tomado el total de las personas que trabajan y se ha hecho un promedio, pues, se dispone de cuatro tipos de jornales que son los siguientes:

| | |
|-----------------|-----------|
| Minero | S/.238.02 |
| Oficial Primera | S/.229.68 |
| Oficial Segunda | S/.227.54 |
| Operario | S/.226.05 |

Las denominaciones anteriores son arbitrarias y son las que usamos.

$$\text{Jornal promedio} = \frac{\sum (\text{persona} \times \text{jornal})}{\text{personas}}$$

$$\text{Jornal promedio} = \frac{\sum 89,275.66}{386} = \text{S}/.231.28$$

A fin de poder determinar el Jornal Básico Promedio, al jornal promedio se le debe incluir: bonos por subsuelo nocturno, altura y dominical, por lo tanto el jornal básico promedio es el siguiente:

| | |
|-------------------|------------------|
| Jornal promedio | S/.231.28 |
| Nocturno(3S/./hr) | S/. 18.00 |
| Altura | S/. 5.00 |
| Subsuelo | S/. 5.00 |
| Dominical | S/. <u>40.68</u> |
| | S/.300.16 |

$$\text{JORNAL BASICO PROMEDIO} = \text{S}/.300.16$$

El dominical es un costo distribuido a los días laborables de la semana, y es el siguiente:

| | |
|-----------------|-----------------|
| Jornal promedio | S/.231.28 |
| Subsuelo | S/. 5.00 |
| Nocturno | S/. <u>9.00</u> |
| | S/.245.28 |

Dominical $\frac{245.28}{6} = S/.40.88$

El costo de la mano de obra para el método de Conjunto de Cuadros es el siguiente:

| | |
|--------------------------|------------------|
| Jornal básico promedio | S/.300.16 |
| Colectivo (10% 231.28) | S/. 23.13 |
| Adicionales (25% 323.29) | S/. <u>80.82</u> |
| | S/.404.11 |

JORNAL PARA MINADC EN CONJUNTO DE CUADROS=
S/.404.11

En el cálculo anterior, se ha tomado 10% del jornal promedio para incentivar a que la producción tenga un ritmo normal; este 10% es un promedio de dos años; además se tiene los llamados Adicionales, que es un rubro en el que se incluyen, las vacaciones, seguro social, jubilación, asignaciones familiares, aumentos salariales etc. Según un promedio calculado esta cantidad se aproxima al 25% del total de haberes, es decir 25% de la suma del jornal básico promedio más el colectivo.

La eficiencia en el método de Conjunto de Cuadros es de 8 Tn/hombre-guardia; si se considera que entre dos hombres arman en una guardia un cuadro cuyo to-

nelaje es de 17.5; por razones de operación muchas veces el cuadro no se llega a concluir, por lo que la eficiencia de $\frac{17.5}{2} = 8.75$ se reduce a 8 Tn/hombre-guardia.

Con todos los datos arriba expuestos, se tiene el costo por tonelada minada en el método de Conjunto de Cuadros será el siguiente:

$$\frac{464.11}{8} = 50.51 \text{ S/. /Tn.}$$

COSTO POR TONELADA MINADA 50.51 S/. /Tn.

Además se debe considerar los costos por servicios auxiliares como son, rastrilleros, salvataje o transportadores de madera y reparadores; para esto consideremos como ejemplo a 6 Tajeos, los cuales producen un promedio de 850 toneladas mensuales que dan un total de 5,100 toneladas; para servicios de los tajeos serán necesarios ; 6 rastrilleros, 4 transportadores de madera y 4 reparadores, los que hacen un total de 14 hombres diarios; por lo que se tendrá en servicios un costo adicional fijo de:

Jornal básico promedio S/.300.16

Colectivo(5% de 231.28) S/. 11.56

Adicional(25% de 311.72) S/. 77.93
S/. 389.65

El personal de servicio trabaja un promedio de 25.9 días al mes, por lo tanto el costo adicional fi

jo por servicios para una tonelada de mineral minado es:

$$\frac{14 \times 389.65 \times 25.9}{5,100} = 27.70 \text{ S/. /Tn.}$$

El costo total de la mano de obra de una tonelada de mineral extraído por el método de Conjunto de Cuadros es:

$$50.51 + 27.70 = 78.21 \text{ S/. /Tn.}$$

b.- Costo de Explosivos

Para hacer el campo que necesita un cuadro es necesario emplear un promedio de 6 taladros, los que emplearán los siguientes materiales: 30 cartuchos de 45%, 36 pies de guía, 6 fulminantes, 6 conectores y 6 pies de cordón de encendido, los que tienen los siguientes precios:

| | |
|---------------------|---------------------------|
| Cartuchos | 30 x S/. 2.77 = S/. 83.10 |
| Guía | 36 x S/. 0.88 = S/. 31.68 |
| Fulminantes | 6 x S/. 0.80 = S/. 4.80 |
| Conectores | 6 x S/. 1.45 = S/. 8.70 |
| Cordón de encendido | 6 x S/. 0.85 = S/. 5.10 |
| | <u>S/. 133.38</u> |

Lo que nos da un costo de S/. 7.62 por tonelada de mineral

$$\frac{133.38}{17.5} = 7.62 \text{ S/. /Tn.}$$

c.- Costo de la madera

Si tomamos como ejemplo un tajeo que tenga

tres cuadros de ancho y quince cuadros de largo, será necesario emplear las siguientes piezas de madera: 84 postes, 48 sombreros, 60 tirantes, 600 tablas y 80 cuñas

| | |
|-----------|------------------------------|
| Fostes | 84 x S/.84.00 = S/.7,056.00 |
| Sombreros | 48 x S/.60.00 = S/.2,880.00 |
| Tirantes | 60 x S/.45.00 = S/.2,700.00 |
| Tablas | 600 x S/.11.25 = S/.6,750.00 |
| Cuñas | 80 x S/. 0.75 = S/. 60.00 |
| | <u>S/.19,446.00</u> |

Los 45 cuadros dan un tonelaje de $45 \times 17.5 = 787.5$ Tn. por lo que se tendrá que el costo de la madera para extraer una tonelada de mineral es de S/.24.69

$$\frac{19,446.00}{787.50} = 24.69 \text{ S/. /Tn.}$$

También se debe considerar un costo adicional por reparaciones; el costo promedio se ha determinado que es de S/.3.31.

Por consiguiente el costo total de la madera para una tonelada de mineral es de :

$$S/.24.69 + S/.3.31 = 28.00 \text{ S/. /Tn.}$$

d.- Costo del aire comprimido.- El costo para el método se ha determinado por medio de un promedio anual tal como se muestra en el cuadro adjunto; de tal cuadro se desprende , que el costo del aire comprimido para el Método de Conjunto de Cuadros es de S/. 7.64 por tonelada.

COSTO DEL AIRE COMPRIMIDO EN EL METODO DE
CONJUNTO DE CUADROS

| Mes | Tonelaje | S/. | S/./Tn. |
|-----------|----------|--------|---------|
| Enero | 1,856 | 19,000 | 10,237 |
| Febrero | 3,211 | 7,600 | 2.366 |
| Marzo | 2,388 | 41,700 | 17.462 |
| Abril | 3,763 | 18,000 | 4.783 |
| Mayo | 6,922 | 39,000 | 5.634 |
| Junio | 4,379 | 55,400 | 12.651 |
| Julio | 4,045 | 31,100 | 7.689 |
| Agosto | 4,676 | 25,700 | 5.496 |
| Setiembre | 5,111 | 30,900 | 6.045 |
| Octubre | 5,118 | 29,600 | 5.783 |
| Noviembre | 5,081 | 35,600 | 7.006 |
| Diciembre | 4,289 | 28,300 | 6.598 |

Promedio en el método Conjunto de Cuadros 7.645

Seguidamente se presentan los costos para el método de "Under Cut and Fill" o Corte y Relleno Descendente.

a.- Costo de la mano de obra.

Tenemos que considerar el mismo jornal calculado para el método de Conjunto de Cuadros, el cual es de 404.11, esto obedece a que el personal es el mismo y por lo tanto sus haberes no variarían. En el método de Corte y Relleno Descendente la eficiencia calculada es de 10 Tn/hombre-guardia. Según los estimados la eficiencia es de 12.5 Tn/hombre-guardia pero esta eficiencia baja a 10 Tn/hombre-guardia, debido a problemas inherentes a la operación misma; pues para el estimado se considera que un disparo de 10' x 10' x 5' da un tonelaje de 50 Tn., a fin de extraer íntegramente las 50Tn., se hace imprescindible cuatro hombres distribuidos en dos turnos.

De acuerdo al jornal y a la eficiencia se tiene que el costo de la mano de obra para el minado es de S/.40.41

$$\frac{404.11}{10} = 40.41 \text{ S/. /Tn.}$$

Para los servicios auxiliares, serán necesarios 9 hombres los cuales están distribuidos de la siguiente manera; cuatro transportadores de madera, tres

rastrilleros, y dos reparadores; esta cantidad de hombres son necesarios para un Area que produce mensualmente 4,000 Tn. ; por lo tanto se tiene el siguiente costo adicional fijo:

$$\frac{389.65 \times 25.9 \times 9}{4,000} = 22.70 \text{ S/./Tn.}$$

El costo total en mano de obra por Tn. extraída de mineral es: $40.41 + 22.70 = 63.11 \text{ S/./Tn.}$

b.- Costo de explosivos.

Para un disparo de 6' de longitud, el cual producirá un avance de 5', siendo la sección del disparo de 10' x 10' ; se emplea un promedio de 20 taladros; ya que los disparos en terreno virgen necesitan por lo menos 22 taladros y los tajeos que son pilares se disparan con un mínimo de 18 taladros. Para el disparo en mención se emplean los siguientes materiales de disparo cuyos precios se indican a continuación :

| | | | |
|----------------------------|-------|----------|-------------------|
| Cartuchos | 128 x | S/. 2.77 | = S/. 354.56 |
| Guía (pies) | 120 x | S/. 0.88 | = S/. 105.60 |
| Fulminantes | 20 x | S/. 0.80 | = S/. 16.00 |
| Conectores | 20 x | S/. 1.45 | = S/. 29.00 |
| Cordón de encendido (pies) | 20 x | S/. 0.85 | = S/. 17.00 |
| | | | <u>S/. 522.16</u> |

De aquí se tiene que el costo por Tn. es de S/. 10.44

$$\frac{522.16}{50} = 10.44 \text{ S/./Tn.}$$

c.- Costo de la madera.

Si consideramos como ejemplo un tajeo de 50' de longitud, tenemos que en el se emplearán las siguientes piezas de madera: 33 redondos(postes), 220 tablas y 70 cuñas cuyo costo es el siguiente:

| | | |
|----------|-----------------|--------------------|
| Redondos | 33 x S/. 80.07 | = S/. 2,642.31 |
| Tablas | 220 x S/. 11.25 | = S/. 2,475.00 |
| Cuñas | 70 x S/. 0.75 | = S/. <u>52.50</u> |
| | | S/. 5,169.81 |

El tajeo del ejemplo da una producción de 500 Tn.; por lo tanto el costo de la madera por tonelada de mineral es de S/. 10.34

$$\frac{5,169.81}{500} = 10.34 \text{ S/. /Tn.}$$

Como las reparaciones son pocas, se ha determinado un promedio de S/. 1.66 por tonelada.

El costo total de la madera por tonelada de mineral es de S/. 10.34 + S/. 1.66 = 12.00 S/. /Tn.

d.- Costo del aire comprimido.

Seguidamente se presenta un cuadro en el que se puede apreciar que el costo por tonelada de mineral en lo que concierne a aire comprimido es de S/. 6.49

COSTO DEL AIRE COMPRIMIDO EN EL METODO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE.

| Mes | Tonelaje | S/. | S/. / Tn |
|-----------|----------|--------|----------|
| Enero | 2,928 | 35,000 | 11,954 |
| Febrero | 2,693 | 7,000 | 2,599 |
| Marzo | 3,893 | 28,500 | 7,321 |
| Abril | 3,612 | 28,900 | 8,001 |
| Mayo | 3,219 | 25,800 | 8,015 |
| Junio | 1,279 | 6,300 | 4,926 |
| Julio | 747 | 9,100 | 12,182 |
| Agosto | 660 | 1,600 | 2,424 |
| Setiembre | 1,062 | 2,900 | 2,731 |
| Octubre | 1,079 | 4,100 | 3,800 |
| Noviembre | 1,145 | 12,000 | 10,480 |
| Diciembre | 1,776 | 6,200 | 3,491 |

Promedio en el método C. y R. D.

6,493

A continuación se presenta el cuadro resumen de los costos que se han expuesto anteriormente.

CUADRO COMPARATIVO DE COSTOS

| | Método de Conjunto de Cuadros | Método de Corte y Relleno Descendente. |
|-----------------|----------------------------------|---|
| Mano de obra | 78.21 S/. / Tn. | 63.11 S//Tn. |
| Explosivos | 3.62 S/. / Tn. | 10,44 S//Tn. |
| Madera | 24.69 S// Tn. | 12.00 S//Tn. |
| Aire Comprimido | 7.64 S// Tn. | 6.49 S//Tn. |

2.-EFICIENCIA

Tal como se ha manifestado anteriormente los promedios de las eficiencias en los métodos de " Under Cut and Fill" y el de "Square Set", son de 10 Tn/hom - bre-guardia y de 8 Tn/hombre-guardia respectivamente; estos promedios son bastante aproximados a un prome - dio matemático que se mostrará en un cuadro adjunto.

En el método de Conjunto de Cuadros, en su va - riante de Cuadros Vaceados el promedio de 8 es algunas veces ampliamente superado debido a que existen condi - ciones bastante favorables como serían, abastecimiento de madera oportuno, maquinaria en buen estado, presión de aire suficiente y terreno mas o menos estable; en estos casos se ha llegado hasta un maximo de 19.15 tal como se puede apreciar en el mes de Mayo. En cambio en la variante de Cuadros Colgantes por lo general el pro

medio está por debajo de 8, se debe ello principalmente a que el terreno es sumamente suelto; en el mes de Octubre se puede ver una eficiencia de 3.10 Tn/hombre-guardia .

En el método de Corte y Relleno Descendente la eficiencia que más se aproxima a la realidad es de 10 Tn/hombre-guardia, ya que en un día de operación se hace un disparo que produce 50 Tn. y este mineral es totalmente extraído y el sostenimiento también debe ser terminado; para ejecutar este trabajo son necesarios cuatro hombres, por consiguiente la eficiencia teórica es de 12.5 Tn/hombre guardia; problemas inherentes a la operación hacen que esta eficiencia teórica quede reducida a 10Tn/hombre-guardia.

A continuación se presenta dos cuadros con las eficiencias reales, que se produjeron durante un año.

EFICIENCIA EN EL METCDO DE CONJUNTO DE CUADROS

| Mes | Eficiencias | | | Promedio |
|-----------|------------------|-------|-------|----------|
| Enero | 8.00 | 8.58 | 9.39 | 8.19 |
| | 8.24 | 9.59 | 5.38 | |
| Febrero | 5.40 | 17.00 | 6.00 | 7.83 |
| | 5.20 | 5.30 | 6.19 | |
| Marzo | 6.23 | 8.48 | 6.32 | 6.14 |
| | 5.39 | 5.10 | 5.37 | |
| Abril | 9.30 | 7.22 | 5.02 | 7.39 |
| | 7.80 | 4.65 | 6.45 | |
| | 11.60 | 7.45 | 7.08 | |
| Mayo | 8.50 | 7.10 | 10.50 | 10.37 |
| | 6.14 | 19.15 | 10.70 | |
| | 10.30 | | | |
| Junio | 8.50 | 6.90 | 8.60 | 7.63 |
| | 5.50 | 10.60 | 5.68 | |
| Julio | 8.57 | 8.77 | | 8.50 |
| | 6.41 | 10.27 | | |
| Agosto | 9.88 | 8.52 | 8.24 | 9.25 |
| | 10.00 | 11.39 | 7.47 | |
| Setiembre | 10.38 | 6.93 | 9.89 | 7.83 |
| | 5.55 | 8.10 | 6.15 | |
| Octubre | 6.30 | 11.70 | 15.00 | 8.73 |
| | 3.90 | 12.40 | 3.10 | |
| Noviembre | 11.20 | 4.70 | 10.17 | 8.11 |
| | 10.40 | 4.10 | | |
| | PROMEDIO GENERAL | | | 8.18 |

EFICIENCIAS EN EL METODO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE

| Mes | Eficiencias | | | | Promedio |
|---------|-------------|-------|-------|-------|----------|
| Enero | 11.50 | 11.37 | 8.10 | 7.23 | 10.19 |
| | 10.39 | 8.31 | 16.08 | 11.75 | |
| | 7.14 | 11.75 | 8.57 | | |
| Febrero | 8.39 | 12.00 | 7.10 | 11.62 | 10.49 |
| | 8.53 | 12.33 | 7.68 | 12.87 | |
| | 12.35 | 7.46 | 14.30 | 11.27 | |
| Marzo | 17.55 | 9.43 | 9.92 | 11.07 | 11.42 |
| | 8.73 | 12.75 | 12.51 | 13.36 | |
| | 12.75 | 13.53 | 4.05 | 12.70 | |
| Abril | | | 10.20 | | 9.48 |
| | 4.18 | 9.34 | 12.71 | 6.01 | |
| | 9.55 | 9.65 | 7.53 | 10.46 | |
| Mayo | 11.74 | 7.13 | 13.79 | 11.67 | 9.12 |
| | 7.60 | 8.59 | 9.78 | 10.59 | |
| | 4.68 | 12.92 | 8.40 | 6.48 | |
| Junio | 13.99 | 8.21 | | | 11.26 |
| | 12.50 | 10.06 | 14.13 | 13.37 | |
| | 11.21 | 13.52 | 14.21 | 4.98 | |
| Julio | 10.31 | 11.95 | 8.09 | 4.86 | 13.26 |
| | 14.72 | 13.81 | | | |
| | 17.80 | 14.77 | 9.49 | 10.63 | |
| | 11.86 | 17.34 | 18.29 | 10.58 | |
| | 11.93 | 10.80 | 13.38 | 13.59 | |
| | 7.10 | 18.20 | | | |

| | | | | | |
|-----------|-------|-------|------------------|-------|-------|
| Agosto | 4.27 | 7.80 | 17.00 | 8.00 | |
| | 12.00 | 12.36 | 4.59 | 12.14 | |
| | 13.00 | 14.21 | 15.05 | 12.69 | |
| | 13.29 | 9.77 | 11.85 | 5.58 | |
| | 13.61 | 12.40 | 14.65 | | 11.27 |
| Setiembre | 6.60 | 11.00 | 3.50 | 8.87 | |
| | 13.16 | 6.91 | 13.78 | 16.66 | |
| | 12.27 | 12.75 | 8.68 | 15.12 | |
| | 10.73 | 11.12 | 6.23 | | 10.49 |
| Octubre | 5.20 | 10.50 | 10.49 | 3.76 | |
| | 10.56 | 11.68 | 10.56 | 13.87 | |
| | 7.07 | 10.95 | 9.71 | | 9.48 |
| Noviembre | 3.01 | 9.40 | 10.20 | 12.60 | |
| | 4.40 | 11.90 | 10.80 | 8.94 | |
| | 11.54 | 12.36 | 7.25 | 12.03 | |
| | 13.21 | 11.45 | | | 9.22 |
| | | | PROMEDIO GENERAL | | 10.51 |

3.-Dilución

En la explotación misma ó minado ambos métodos son altamente eficientes; ya que en ambos métodos se pueden explotar únicamente el mineral, llegando hasta las cajas aún siendo estas de mucha irregularidad.

En cambio en lo que se refiere al relleno lateral de los Tajeos; el método de Corte y Relleno Descendente es el que produce mucho menos dilución debido a los siguientes factores:

- a.-Enyutado completo del tajeo.
- b.-Tipo de relleno.
- c.-Tiempo de rotura ó minado adyacente.

A continuación se expone como influyen estos factores en la dilución.

a.-Al colocar yute en todo el tajeo, al relleno se le limita, por lo que la mezcla pobre ya no se

desmoronará , de acuerdo a esto se puede afirmar que la dilución sea menor que el 2%.

b.-Como el relleno es una mezcla de concreto, prácticamente los desprendimientos de la loza no se producen, en cambio en la parte superior o mezcla pobre se puede producir desprendimientos, pero estos son controlados por el yute; en conjunto el relleno es una mezcla compacta y uniforme.

c.-En el método de "Under Cut and Fill" ó Corte y Relleno Descendente, el tiempo máximo que se demora para minar el tajeo adyacente es de cuatro meses, este es el tiempo que por lo general se emplea para terminar un corte completo; al haber transcurrido este lapso la madera está aún en buenas condiciones.

Para el método de Conjunto de Cuadros los factores antedichos influyen de la siguiente manera:

a.-El preparado del tajeo es simplemente un enrejado con tablas cuya abertura mínima es de 6", esto hace que la mayoría de las veces el relleno se escape por dichas aberturas, lo que nos dá una dilución variable que está en función del tipo de relleno, pues, en casos extremos se tiene que el relleno es sumamente deleznable, lo que trae inclusive problemas de sostenimiento adicional, debido a que se forman cámaras vacías debido al desplazamiento del relleno.

b.-El relleno para el método de Conjunto de

Cuadros es mecánico, es decir relleno de superficie, este relleno varía según el lugar de donde se le extraiga; existen dos casos extremos, uno cuando el relleno es puro cascajo y el otro cuando el relleno es sumamente terroso, dentro de estos dos extremos se tiene toda la gama de rellenos; estos al llegar al tajeo se depositan formando una masa porosa, la que es inconsistente y sumamente movable.

c.-Para minar un tajeo lateral, por lo menos es necesario esperar un año, ya que en este caso puede ser un tajeo que tenga 500 Tn. por piso y que su producción mensual sea de 1000 Tn.; como de nivel a nivel se tiene 25 pisos, el tiempo mínimo será de 12.5 meses; en labores en las que su contenido por piso es mayor de 1,000 Tn. el tiempo para minar un tajeo lateral será mayor de dos años, esto hace que se presenten muchos inconvenientes; ellos son: en zonas donde la temperatura es alta (mayor que $25^{\circ}\text{C}.$), el relleno por lo general se llega a secar y es sumamente deleznable y ocasionan vaceadas de relleno. Debido al lapso demasiado grande el relleno poroso se compacta produciendo vacíos obligando de esta manera a que la madera trabaje completamente y llegue a romperse, encontrándose completamente falladas cuando se mina el tajeo lateral, agravándose el problema en los pisos superiores. Muchas veces el relleno es demasiado húmedo, el agua que contiene es-

te relleno ocasiona la putrefacción de la madera, lo que hace que ella pierda todas sus propiedades de resistencia; de esta manera es que toda la estructura del Conjunto de Cuadros se destroza y cuando se entra a minar el tajeo lateral, los problemas son ; terreno suelto y gases acumulados .

Por los motivos arriba expuestos, se puede afirmar que el método de Corte y Relleno Descendente es mucho más ventajoso, ya que su dilución de operación será menor que el 2%; en cambio en el método de Conjunto de Cuadros las diluciones son variables, siendo estas mayores que el 3%.

4.-Recuperación.

La recuperación en ambos métodos es altamente eficiente ya que la explotación llega hasta las mismas cajas del cuerpo mineralizado; además en ambos métodos el minado es sumamente versátil, lo que permite con mucha facilidad dejar in situ todos los caballos que se presenten en el cuerpo mineralizado.

En el método de Conjunto de Cuadros, la explicación es obvia, pues, los cuadros se arman según los límites del cuerpo mineralizado.

En el método de Corte y Relleno Descendente, la orientación de los tajeos puede variarse de acuerdo a la variación del rumbo del cuerpo mineralizado, con esto se facilita la recuperación de la totalidad del mineral. En los casos donde en el techo no hay loza y

en el corte el mineral continúa, simplemente el minado se continúa como si fuese una preparación.

En donde se puede apreciar la ventaja del método Corte y Relleno Descendente, es en los casos en que se presentan derrumbes; en estos casos por el método de Conjunto de Cuadros, su recuperación inmediata es muy difícil, siendo muchas veces imposible, teniendo que esperar más de un año para entrar a recuperar el mineral de la zona derrumbada, llevando consigo el riesgo de que sucedan accidentes y además con el gran problema de tener que mantener un acceso hacia la zona derrumbada, lo que naturalmente aumenta el costo de la explotación. Por lo general en el método de Corte y Relleno Descendente los derrumbes son bastante raros o poco frecuentes y si alguna vez se producen son fácilmente controlados, en dichos casos no se pierde mineral.

5.- Seguridad.

En este aspecto se pueden hacer las siguientes comparaciones:

- a.- Caídas de rocas
- b.- Movimiento del cuerpo Mineralizado
- c.- Incendios
- d.- Rellenos
- e.- Acumulación de gases

a.- Caída de Rocas.- El método de Corte y Relleno Descendente, presenta accidentes por Caídas de Rocas en un porcentaje muy reducido, ya que el techo es una loza de concreto, la que trabaja como una guardacabeza, con lo que prácticamente es difícil que se produzcan accidentes por Caídas de Rocas; además como los cortes son descendentes el mineral donde se practica el minado está in situ y no presenta ningún movimiento.

En cambio en el método de Conjunto de Cuadros, al realizarse el minado con la variante de Cuadros Va ceados, los primeros pisos no presenta problemas, pues, el terreno aún está in situ, pero a partir del 2^o piso se presenta el problema del movimiento del terreno, ya que el mineral se va desprendiendo en pequeñas cantidades, lo que obliga que varios pisos más arriba, se ten ga que variar a Cuadros Colgantes , ya que el terreno se presenta demasiado movido, se debe esto fundamentalmente a que los techos no quedan bien asegurados, lo que hace que se produzcan movimientos diferenciales y pequeñas fisuras, que luego se hacen más grandes, dando lugar a que el mineral quede totalmente movido; por esta razón es que los accidentes por Caída de Rocas sea bastante frecuente; el mineral lateral que limita el tajeo también sufre el mismo fenómeno, principalmente debido al relleno lateral, el cual es poroso.

b.- Movimiento del Cuerpo Mineralizado.

El relleno con cemento que se emplea en el método de Corte y Relleno Descendente, estabiliza el área minada, actuando como una loza en toda la extensión del cuerpo mineralizado, lo que reduce altamente el movimiento del mineral aún no minado.

El relleno mecánico ó convencional que se emplea en el método de Conjunto de Cuadros es como se sabe bastante poroso , esto hace que con la presión del

terreno el relleno reduzca su volumen, produciendo vacíos que son rellenos con mineral, produciendo movimiento en todo el cuerpo mineralizado, además la operación del minado también produce movimientos debido a los desplazamientos diferenciales, esto hace que todo el cuerpo mineralizado esté en constante movimiento. La demostración de lo que se ha manifestado está en las galerías las que eran ondulantes cuando se trabaja solamente con el método de Conjunto de Cuadros; en cambio con el método de Corte y Relleno Descendente las Galerías son mas o menos horizontales y no manifiestan ondulaciones . De lo antedicho se desprende que el método de Corte y Relleno Descendente es mas seguro , pues, ocasiona menos movimiento del cuerpo mineralizado.

c.- Incendios.

Como en el método de Corte y Relleno Descendente se emplea relleno con cemento y este es transportado a los tajeos en forma de una mezcla semilíquida, las oxidaciones que se producen en el minado son apagadas por el relleno; como el relleno es compacto, este no deja espacios vacíos donde pueda almacenarse ó circular aire, favoreciendo de esta manera la eliminación de oxidaciones; debido a que se emplea menor cantidad de madera, hay menor probabilidad de que los incendios se produzcan.

En cambio con el relleno poroso del método de Conjunto de Cuadros, se dejan vacíos donde queda acumulado el aire que contribuye a una mayor oxidación del mineral; muchas veces esta porosidad es tan grande que en el relleno se produce circulación de aire, naturalmente que esto agravará el incendio en caso de presentarse; como en el método de Conjunto de Cuadros se emplea mayor cantidad de madera sobre todo en las reparaciones en donde la madera vieja es empleada como relleno en los tajeos, esta madera contribuye a que el incendio se avive más.

En zonas de alta temperatura el empleo de relleno con cemento ha reducido notablemente la temperatura.

d.- Rellenos.

El relleno convencional en muchas ocasiones produce grandes derrumbes que comprometen seriamente la producción y la estabilidad del terreno, pues, en tales casos generalmente es por acumulación de agua, por lo que se tiene almacenado un relleno fluido; en otros casos debido a la temperatura, el relleno se seca y éste forma una masa sumamente deleznable la que se desprende fácilmente.

El relleno con cemento forma una masa compacta y cuando se presenta agua ésta es absorbida por la

mezcla al fraguar, las acumulaciones posteriores son encajonadas por los rellenos o estos tapan las salidas de los lugares donde existe agua, evitando de esta manera que siga fluyendo hacia las zonas de trabajo.

e.- Acumulación de gases.

Cuando se emplea relleno convencional en el método de Conjunto de Cuadros, en los espacios de la porosidad de dicho tipo de relleno, se acumulan los gases de los disparos, así como gases resultantes de la putrefacción de la madera ; lo que representa un peligro cuando se entra a minar en un tajeo contiguo al relleno. En el método de Corte y Relleno Descendente , el relleno hidroneumático llena completamente cualquier cavidad, lo que elimina las posibilidades de acumulación de gases

6.- Tránsito.

La congestión de los convoyes que transportaban mineral relleno y madera para el método de Conjunto de Cuadros era demasiado grande, pues, la cantidad de relleno que se transportaba era realizado en las tres guardias, habiéndose sucedido muchos casos en los que era necesario dar preferencia al transporte de relleno; reduciéndose de esta manera los convoyes que transportaban mineral y madera. El tránsito quedaba mas congestionado y se puede afirmar que era hasta agoviante, debido principalmente al mal estado en que se encontraban las galerías, pues, éstas eran sumamente ondulantes y la reparación de éstas no podía ser realizada íntegramente, ya que el transporte de relleno o mineral era apremiante, lo que daba lugar a que las reparaciones sean las mas urgentes; llegándose de esta manera a un círculo vicioso. El transporte de madera

también se realizaba por lo menos en dos guardias, pues, en el método de Conjunto de Cuadros el uso de la madera se efectuaba en mayor cantidad.

Con el cambio de método; el relleno se transportaría por medio de tuberías, lo cual permitiría que todos los convoyes que transportaban relleno, serían íntegramente empleados en el transporte de mineral; con lo que en primer lugar se descongestionaría el tránsito, ya que todos los convoyes por lo menos tendrían un solo sentido y no sentidos contrarios, y en segundo lugar el transporte del mineral sería mas fluido, pues, se evitaría que el mineral quede almacenado por mucho tiempo en los chutes, evitándose de esta manera el problema del atracado de los chutes; indudablemente la mayor fluidez del tránsito sería ayudada por las galerías que ya no presentarían ondulaciones, pues, la loza de los tajeos coadyuvaría a la estabilidad del terreno, presentando galerías mas o menos horizontales esperando que la gradiente no pase del 2%.

Debido a que la cantidad de madera que sería necesario transportar para el método de Corte y Relleno Descendente tendría que ser menor que para el método de Conjunto de Cuadros; el excedente de convoyes que transportaban madera, también serían empleados para el transporte de mineral.

Debido a que las Calerías ya no presentarían

pendientes demasiado pronunciadas, las locomotoras trabajarían de acuerdo a su diseño, pues, podrían alar el número de carros adecuado a su capacidad. Trabajando de esta manera las locomotoras así como los carros reducirían los costos de su mantenimiento.

CAPITULO II

PREPARACION

- 1.- Chute principal
- 2.- Sub-nivel principal
- 3.- Dedo o "Finger Raise"
- 4.- Corte Primario o "Sill Floor"

En el método de Corte y Relleno Descendente, la etapa mas importante es la de la preparación; ya que del buen trabajo realizado en esta etapa, dependerá la mayor fluidez y velocidad en la etapa de la explotación.

En este capítulo se expondrá, los trabajos que son necesarios para un Area, que es un conjunto de tajeos, los que poseen un chute y un subnivel principal de extracción.

Los trabajos a realizarse, son los siguientes:

- a.- Chute Principal
- b.- Subnivel Principal
- c.- Dedos ó "Finger Raises"
- d.- Corte Primario ó "Sill Floor"

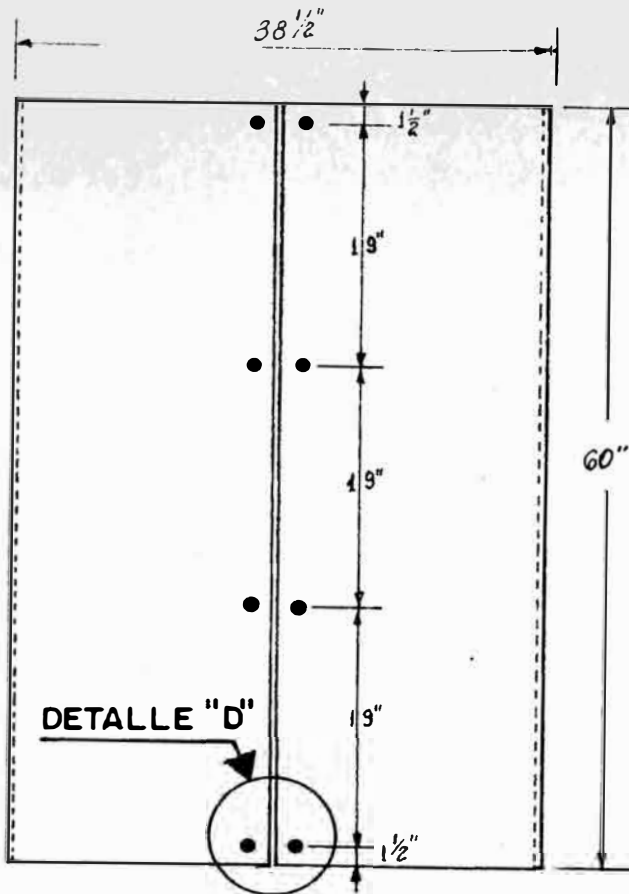
1.- Chute Principal

El Chute Principal es el conducto por donde fluye el mineral arrancado de todo un conjunto de tajeos; por lo tanto su correcta preparación es de radical importancia, ya que cualquier problema que se presente en este chute; hará que todo un sistema de tajeos tengan que cesar de producir automáticamente. La construcción del chute principal, puede resultar a primera vista de un costo demasiado alto; ya que comprende en primer lugar la construcción de un chute standard de madera de 5' x5' x7' con dos compartimientos; en segundo lugar se procede a la colocación de los cilindros, los que son elaborados con plancha de 1/4" , estos cilindros tienen un diámetro de 38" y una altura de 5', además poseen cuatro ensambles de cilindro a cilindro y cuatro ensambles laterales, tal como se

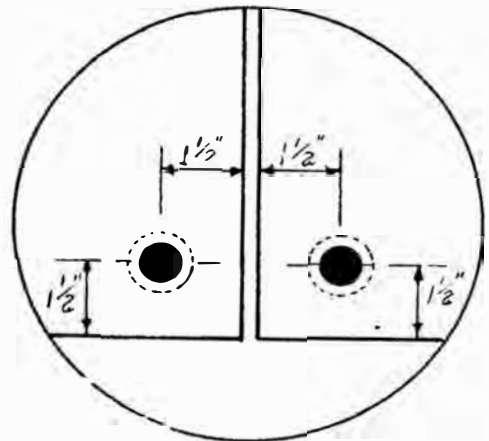
puede apreciar en el plano adjunto; los cilindros antedichos son colocados en la parte central de cada compartimiento y la base de estos está en el piso tercero; en tercer lugar se procede a rellenar el espacio comprendido entre los cuadros y los cilindros; finalmente se acondiciona la tolva de extracción; pero el costo demasiado alto se justifica, ya que el chute principal reemplazaría a $n/2$ chutes siendo n el número de tajeos y suponiendo que cada chute sea empleado para 2 tajeos, lo cual sucedería en un caso óptimo, pues, en muy contadas ocasiones un chute puede ser empleado para 2 tajeos, ya que este se destruye principalmente por la presión del terreno y además por el tránsito continuo del mineral; siendo el chute anillado el que mas tiempo dura, pues, aparte de los cuadros standard, se les coloca madera de 6"x8" entrelazada, dando lugar a una estructura sumamente resistente.

El chute principal cumple con la importante función de centralizar el flujo del mineral a una sola extracción, lo cual facilita el, transporte del mineral y evita pérdidas de tiempo.

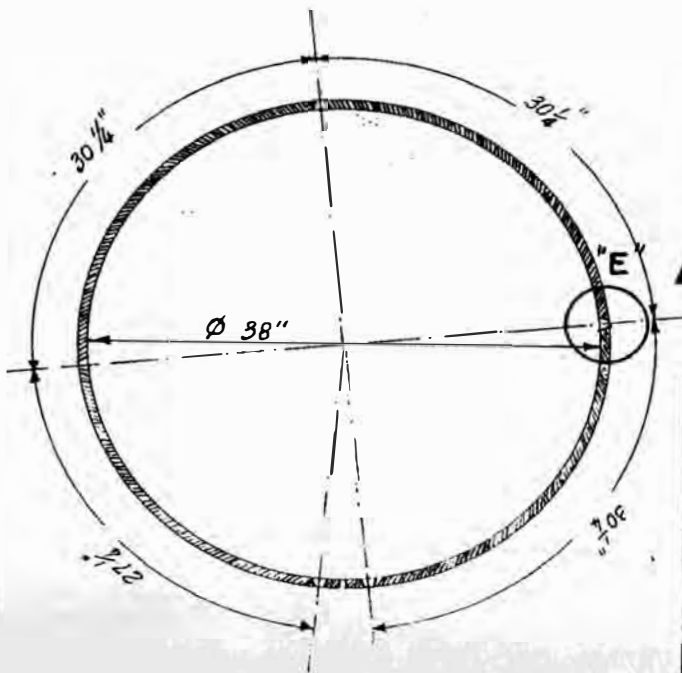
En la operación misma el chute de cilindro, acarreó problemas que en el proceso del diseño, no fueron considerados de importancia y que en la etapa de la explotación se manifestaron y fueron de consideración estos son:



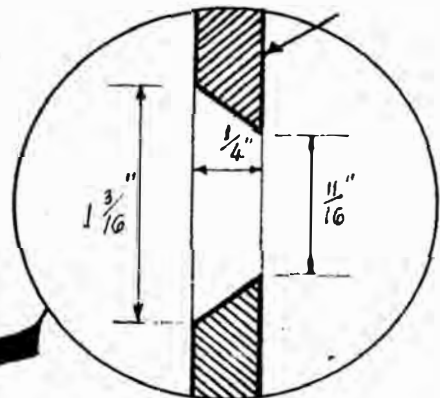
ELEVACION
 ESCALA = $3/4" = 1'$



DETALLE: "D"
 ESCALA = $1/4" = 1'$



PLANTA



DETALLE: "E"
 ESCALA = $1" = 1'$

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

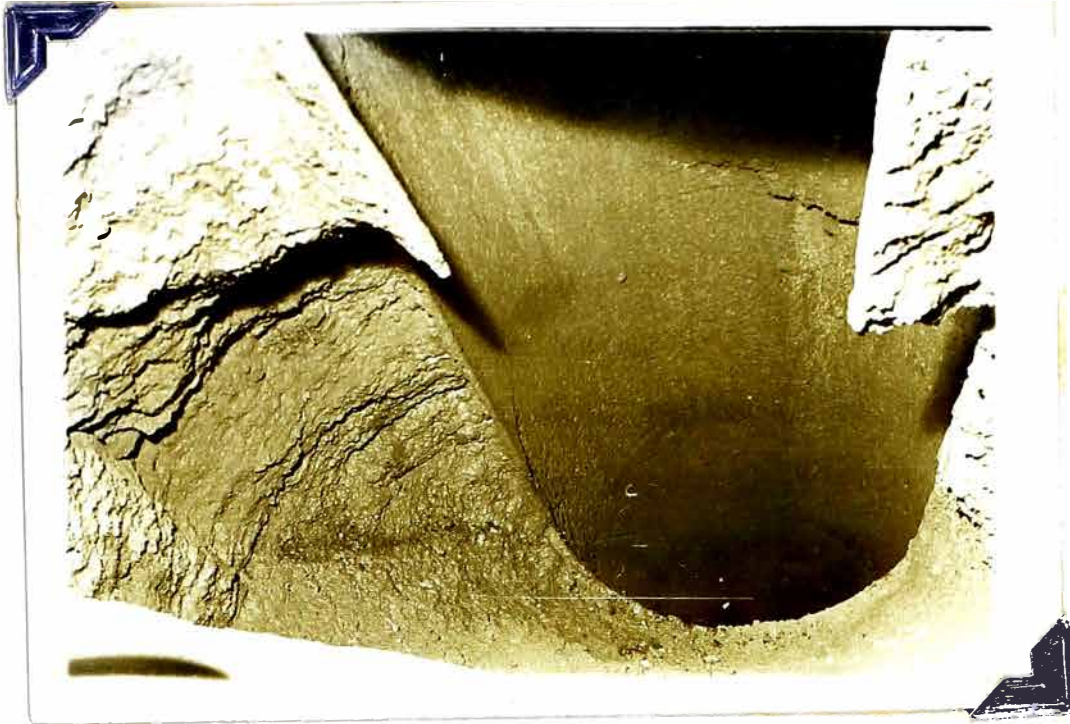
**CILINDRO DE ACERO
 PARA CHIMENEA**

CLAUDIO ABRAHAM

ESCALA = 1/16

COLOQUE BALLADARES

FECHA: JULIO 1974



Chute Principal de cilindros



Camino de Chute Principal

a.- Atracado del chute

b.- Rotura de la cama del chute

El atracado o campaneó del chute se había previsto, pero se le consideró de poca importancia; ya que con el tránsito de mineral las caras interiores del chute quedarían totalmente pulidas, facilitando de esta manera el desatracado del chute; la realidad nos demostró que no era cierta tal suposición, pues, dada la verticalidad del chute el mineral que caía primero era comprimido por la caída del mineral que era echado después, dando lugar a una masa bastante compacta, esto se debe a que el mineral es sumamente fino; al tratar de realizar el desatracado con plastas, estas sólo botaban 6" u 8" y las ondas hacían que el mineral siga comprimiéndose hacia arriba; realmente esto nos obligó a realizar ventanas que en el camino tienen un diámetro de 10" y en el mismo chute un diámetro de 6"; las ventanas antedichas sirven para colocar las plastas y además como ventanas de control con el fin de poder controlar el estado del chute así como la cantidad del mineral que hay almacenado en él. Las ventanas no se colocaron en un comienzo debido a que se suponía, que por dichas ventanas el mineral saldría dando lugar a que el camino se ensuciara y además produciría demasiado polvo. Una medida complementaria y definitiva fué el empleo de semáforos, con esto realmente

se eliminó definitivamente el atracado de los chutes.

La rotura de la cama del chute se produjo al realizarse los primeros cortes; debido principalmente a la verticalidad de ã chute y además tener una caída de 161' de altura; la cama es de madera de 4" x 10" x 12' y se rompía sobre todo debido a que el mineral sa lña húmedo y por los trozos de caliza; estas camas en muchas ocasiones no duraban ni un mes, lo que acarre - aba el problema de tener que parar la producción del Área a fin de reparar dicha cama ; con el fin de dar solución al problema presentado se optaron tres solu - ciones:

a.- Colocar una base de concreto armado y como cama se colocó línea decauville de 40 lbs/yda. la cual estaba anclada en la base de concreto, esta jeta nos dió resultados negativos, pues, en primer lugar es muy elevado su costo, debido a que para armarlo necesi tamos personal especializado como son: albañiles y me - cánicos; y en segundo lugar por que su reparación es difícil, estos factores determinaron la eliminación de este tipo de camas.

b.- En la misma cama de madera, se le colocó una plancha de 1/4" de espesor con la finalidad de proteger la madera, pero la plancha se doblaba y difi - cultaba la extracción del mineral; por lo que también quedó descartado este tipo de protección.

c.- La solución final y que hasta el momento nos ha dado buen resultado; es hacer un descanso en el piso dos; en dicho descanso el mineral mismo forma un plano inclinado el cual sirve de amortiguador al realizar el descanso además se ha tenido una mayor capacidad de almacenamiento en los pisos 1 y 2 con lo que se ayudó a evitar el atracado de los chutes.

El problema de la rotura de la cama, sólo se presenta al hacer los primeros cortes, pues, a medida que los cortes van descendiendo a los pisos inferiores, realmente el problema desaparece.

De todo lo dicho anteriormente se desprende que al construir el chute principal se debe realizar los siguientes aditamentos

a.-Hacer ventanas de control y desatracado a una distancia de 15' de centro a centro.

b.- Los cilindros deben tener por lo menos 6 ensambles de cilindro a cilindro, y no deben presentar ninguna saliente.

c.- Hacer un descanso en el piso dos, de tal manera que el mineral pueda ser extraído por dos chutes

d.- Colocar un semáforo o señal luminosa .

A continuación se presenta el costo de un chute principal; en primer lugar se da el costo del chute standard de dos compartimientos.

Costo de la jeta o tolva; para construir o ar-

Para una jeta son necesarias 40 tareas; es decir emplear 10 días en dos turnos, por lo que el costo de la mano de obra es:

| | |
|---------------------------|------------|
| Jornal básico promedio | S/. 300.16 |
| Colectivo (5% de 231.28) | S/. 11.56 |
| Adicional (25% de 311.72) | S/. 77.93 |
| | <hr/> |
| | S/. 389.65 |

Costo total 40 x 389.65 = S/. 15,586.00

Como la jeta es armada para un chute de 55 m. ; el costo por metro de chimenea, que corresponde a la jeta es:

$$\frac{15,586.00}{55} = 283.38 \text{ S/. / m.}$$

Seguidamente se presenta el costo de la madera

| | |
|---------------------------|--------------------------------------|
| 6 Postes de 10"x10"x9'6" | = 475 p.c. x S/. 2.25 = S/. 1,068.75 |
| 3 Sombreros de 10"x10"x7' | = 175 " " " " " = S/. 393.75 |
| 4 Puentes de 10"x10"x5' | = 167 " " " " " = S/. 375.75 |
| 3 Angulos de 10"x10"x9'6" | = 238 " " " " " = S/. 535.50 |
| 12 Topes de 6"x8"x52" | = 208 " " " " " = S/. 468.00 |
| 50 Cuñas | x 0.75 = S/. 37.50 |
| 5 Tablas de 4"x10"x12" | = 200 p.c. x S/. 2.25 = S/. 450.00 |
| 4 Tablas de 4"x10"x 9" | = 120 " " " " " = S/. 270.00 |
| 4 Piezas de 10"x10"x 5' | = 167 " " " " " = <u>S/. 375.75</u> |
| | S/. 3,975.00 |

Por un metro de chimenea, en madera se tendrá un costo adicional, que corresponde a la madera de la jeta que es el siguiente:

$$\frac{3,975.00}{55} = 72.27 \text{ S/. / m.}$$

Seguidamente se presentan los costos correspondientes a la chimenea de dos compartimientos.

Durante una semana se realiza un avance promedio de 1.5 pisos; por supuesto que en los pisos inferiores el avance es mayor que el promedio y en los pisos superiores es menor. Por lo que el costo en mano de obra por un metro de avance, es el siguiente:

$$\frac{24(300.16 + 11.56 + 77.93)}{1.5 \times 2.1} = 2,968.77 \text{ S/./m.}$$

En donde 389.65 es el haber por una jornada de 8hrs. y 2.1 es el equivalente en metros de 84" que tiene cada piso.

Costo de la madera; para construir un piso de dos compartimientos será necesario emplear las siguientes piezas de madera: 6 postes, 3 sombreros, 4 tirantes, 40 tablas, 22 tablas de chute, 10 tablas de izaje, 1 escalera, 7 topes y 20 cuñas, cuyos precios son:

| | | | |
|------------------|----------------|---|------------------|
| Postes | 6 x S/. 84.00 | = | S/. 504.00 |
| Sombreros | 3 x S/. 60.00 | = | S/. 180.00 |
| Tirantes | 4 x S/. 45.00 | = | S/. 180.00 |
| Tablas | 40 x S/. 11.25 | = | S/. 450.00 |
| Tablas de Chute. | 22 x S/. 31.50 | = | S/. 693.00 |
| Tablas de izaje. | 10 x S/. 7.90 | = | S/. 79.00 |
| Escalera | S/. 38.50 | = | S/. 38.50 |
| Topes | 7 x S/. 39.00 | = | S/. 273.00 |
| Cuñas | 20 x S/. 0.75 | = | <u>S/. 15.00</u> |
| | | | S/. 2,412.50 |

Por lo tanto el costo de madera por un metro de chimenea es de $2,412.50 \div 2.1 = 1,148.80$ S/./m.

Costo de explosivos; para un disparo de 6' en ambos compartimientos y usando 24 taladros, se tendrán los precios que a continuación se indican:

| | | |
|-------------------|----------------------|--------------|
| Cartuchos | 150 x S/. 2.77 = S/. | 415.50 |
| Cuña | 144 x S/. 0.88 = S/. | 126.72 |
| Fulminantes | 24 x S/. 0.80 = S/. | 19.20 |
| Conectores | 24 x S/. 1.45 = S/. | 34.80 |
| Cordón de disparo | 24 x S/. 0.85 = S/. | <u>20.40</u> |
| | | S/. 616.62 |

Con el disparo efectuado se tiene únicamente un avance de 1.5 m., por lo tanto el costo de los explosivos por un metro de chimenea será de $616.62 \div 1.5 = 411.08$ S/./m.

De lo arriba expuesto se puede hacer el siguiente resumen:

Costo de mano de obra por metro de chimenea

$$283.38 + 2,968.77 = 3,252.15 \text{ S/./m.}$$

Costo de madera por metro de chimenea

$$72.27 + 1,148.80 = 1,221.07 \text{ S/./m.}$$

Costo de Explosivos por metro de chimenea

$$411.08 \text{ S/./m.}$$

El costo neto por metro de chimenea construida será de:

$$3,252.15 + 1,221.07 + 411.08 = 4,884.30 \text{ S/./m.}$$

2.- Subnivel principal

El subnivel principal de extracción, es el colector primario de todas las labores que están en operación, y además es el lugar donde se puede acumular provisionalmente el mineral de todo un Área en caso de que surja algún problema, ya sea en el chute principal, en este caso pueden ser, el atracado del chute, alguna avería en este ó en algún elemento de la tolva; ó puede ser cualquier problema de la extracción en general, como son : reparación en la línea d'ecauville, línea de trolley y/o reparación de una galería principal, etc.

La construcción del subnivel principal, debe ser tal que no sea necesaria su reparación ó mantenimiento y en caso de realizarse, esta sea de poca envergadura, pues hacer un mantenimiento del subnivel , significa paralizar la producción parcial o total del Área correspondiente, dando lugar a que la eficiencia en el Área sea menor que la normal.

Para la construcción del subnivel debe tenerse en cuenta dos aspectos:

- 1.- Perpendicularidad a la dirección de los tajeos.
- 2.- Profundidad.

La perpendicularidad del subnivel con respecto a la dirección de los tajeos es importante, por que de esta manera se facilita el inmediato minado inicial de cualquier labor, sin ser necesaria una línea de centro, ya que cuando el subnivel posee otra dirección que no sea perpendicular a la dirección de los tajeos es menester colocar la dirección del tajeo lo cual en la mayoría de las veces no es de inmediato, demorándose por lo menos 8 hrs., con el consiguiente retraso en la producción.

La profundidad se refiere a que un subnivel debe quedar debajo del enésimo corte, dependiendo esta de tres factores que son:

- a.- Naturaleza del terreno.
- b.- Area total a romperse.
- c.- Longitud de los tajeos.

a.- La naturaleza del terreno, se refiere principalmente a la presión que ejerce el terreno sobre el subnivel. La profundidad del subnivel está en relación inversa a la presión del terreno, pues, a mayor presión el subnivel estará a menor profundidad.

b.- El área total a minarse, también determina la profundidad del subnivel; ya que en tal extensión, está comprendido el número de tajeos de todo un Área; esto nos dá una relación inversa, pues, a mayor número de tajeos

por corte, menor será la profundidad del subnivel; es decir que un subnivel servirá para operar menos cortes

c.- De igual manera, la longitud de los tajeos determina una relación inversa al número de cortes que puede soportar en operación un subnivel

La combinación de estos tres factores determinarán la profundidad del subnivel.

A continuación se presentan los diferentes tipos de subniveles que se han realizado.

- 1.- Subnivel con cuadros standard.
- 2.- Subnivel con cuadros de fierro.
- 3.- Subnivel con cuadros cónicos de madera y sin sole-ra.
- 4.- Subnivel con cuadros cónicos de madera y con sole-ra.

1.- El sistema de subniveles con cuadros standard, se ejecutó en un principio, debido a que era la madera que se tenía disponible y, además por que era el punto de partida para toda la preparación del corte primario; este tipo de subnivel se realizó con dos pisos, de manera tal que el piso inferior, era propiamente el subnivel principal y el piso superior quedaba a la altura del "Sill" o Corte Primario. Este tipo de subnivel se eliminó debido, a su poca consistencia, pues, cuando aún no se había terminado un corte entero, el subnivel quedaba totalmente destruido, la reparación del subnivel era costosa, ya que prácticamente había que hacer un nuevo subnivel, lo que tenía como consecuencia que la producción del Area quede paralizada; otro problema



Subnivel con cuadros de acero



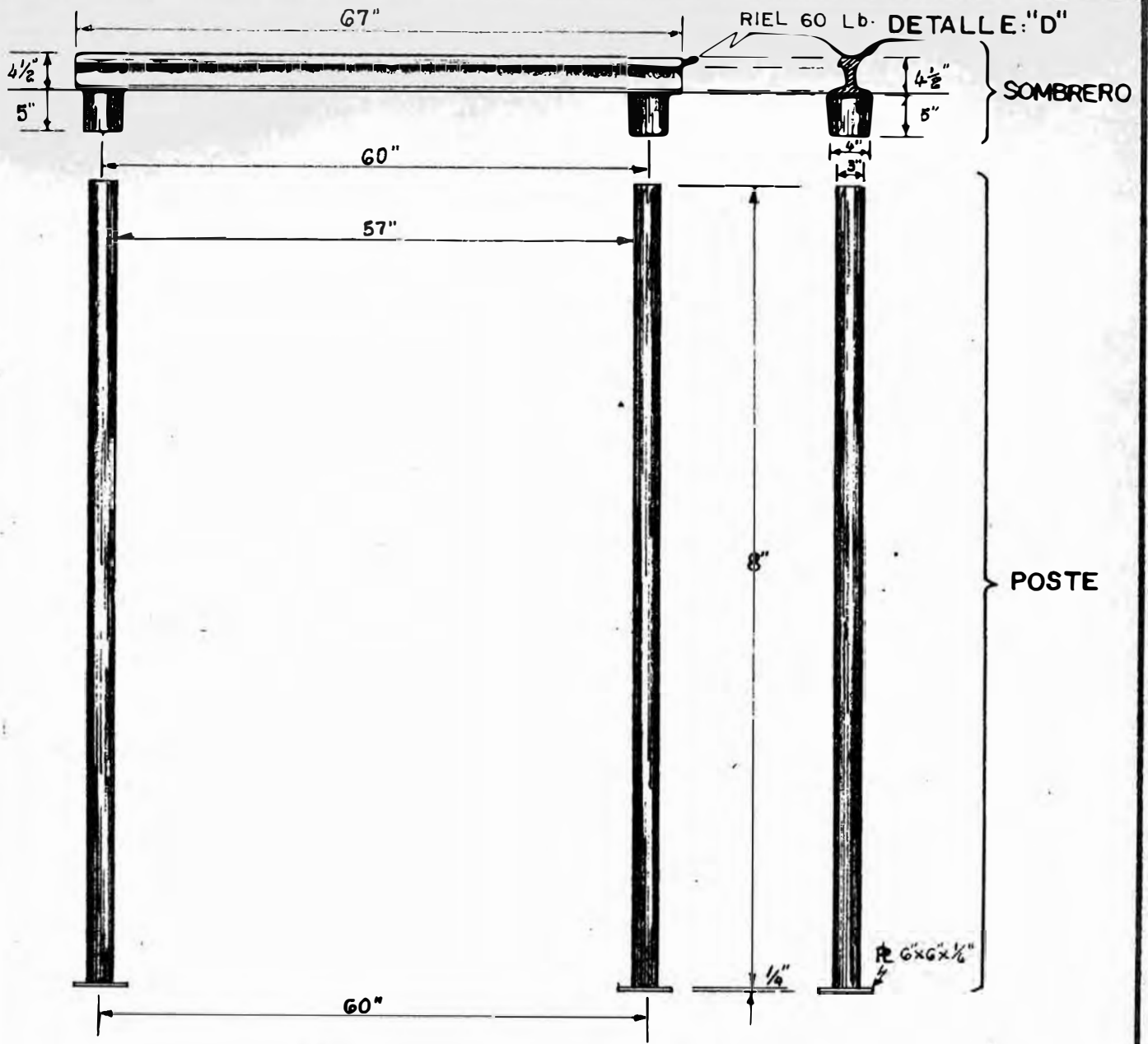
Subnivel con cuadros madera

grave era que para hacer los ensambles del subnivel inferior ya no se encontraban las espigas en los sitios correspondientes, puesto que todo el sistema del subnivel se había desplazado en todos los sentidos, dando lugar a que para el corte inferior se tenga que hacer un nuevo subnivel, lo que ocasionaba la paralización del Área. Otros factores que contribuyeron a la eliminación de este tipo de subniveles fueron, primero que el trabajo se comenzó en zonas de terreno movido, ya que el método de Conjunto de Cuadros con relleno convencional era el que imperaba en toda la mina; en segundo lugar el relleno hidráulico era deficiente, pues, el exceso de agua debilitaba la madera y además producía la erosión del terreno inferior.

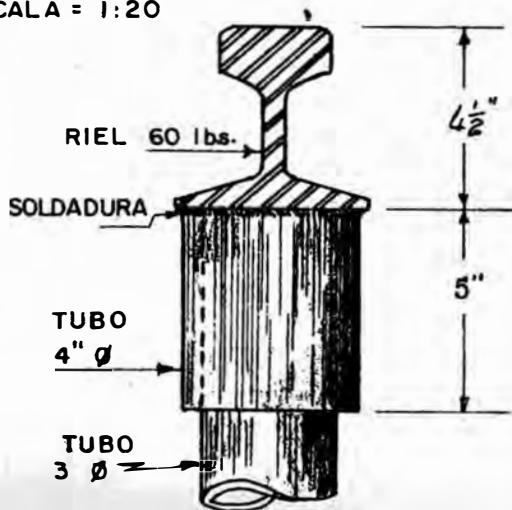
2.- Luego se optó por realizar subniveles con cuadros de acero; los cuales tenían como elementos de soporte vertical, postes de tubo de 3" de diámetro y una altura de 8', como elemento de soporte horizontal se colocó línea de cauville de 60 lbs/yard. esta llevaba en los extremos unos nipples de 4" de diámetro y 5" de longitud, estos nipples recibían a los postes. Los inconvenientes que presentaron este tipo de subniveles fueron:

a.- Había una discordancia de resistencia entre los postes y el sombrero, pues, los postes debido a las presiones se pandeaban hacia el interior del subnivel, mientras que el sombrero no se fatigaba aún.

b.- Algunas veces la soldadura de los nipples estaba mal realizada, esto hacía que la soldadura fallara y el poste correspondiente se inclinara hacia el interior del



ELEVACION
ESCALA = 1:20



DETALLE "D"
ESCALA = 1:5

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

CUADRO DE ACERO PARA
SUB NIVEL

CLAUDIO ABRAHAM
COLQUE BALADARES

ESCALA = 1:60
FECHA: JULIO 1974

subnivel.

c.- En la operación del rastrillado del mineral, debido sobre todo a la mala operación, muy a menudo se sobrepasaba el nivel inferior ó piso del subnivel, debilitando el terreno, lo que ocasionaba que la base del poste se desplazara hacia el interior del subnivel y además se saliera de los niples soporte; este último problema realmente no se pudo evitar por que la luz interior del subnivel era de 57" y los rastrillos empleados son de 42" de ancho.

d.- El mayor inconveniente y que determinó la eliminación de este tipo de subniveles fué, que una vez presentados los problemas anteriores, su reparación inmediata no era posible; ya que era menester trasladar hasta el lugar un equipo de soldadura para poder realizar los ajustes correspondientes, por supuesto que para operar el equipo era necesario personal idóneo; el tiempo que se perdía era demasiado grande y estaba comprendido entre 4 y 24 hrs.; lo que acarrea el problema de la paralización parcial de la producción.

3.- Con el fin de eliminar los inconvenientes de las reparaciones de los subniveles anteriores, se optó por el uso de madera; ya que ésta es más flexible y puede ser reparada de inmediato, pues, podría hacerlo cualquier hombre dedicado al minado o reparación, eliminándose de esta manera los hombres especializados que no siempre están disponibles de inmediato; además la detección de cualquier falla de algún elemento del cuadro sería sumamente fácil, ya que la madera ofrece esta ventaja; tomando en cuenta los fact-

tores arriba enunciados, se optó por el uso de cuadros cónicos, los que tendrían como postes elementos de 10" x 10" x 6' y un sombrero de las mismas dimensiones .

Una vez construídos estos tipos de subniveles, se tropezó con el problema del rastrillado por debajo del nivel del piso, pues, a veces se jalaba mineral hasta mas abajo de la base del poste, lo que daba lugar a que el poste se moviera hacia el interior del subnivel.

4.- Como solución final y que hasta el momento nos está dando buenos resultados, son los subniveles con cuadros cónicos de madera y con solera; las soleras son de 5" x 10" x 7'.

Las ventajas que se han obtenido y que lo hacen superior a los demás tipos de subniveles son las siguientes:

a.- Puede ser empleado en cualquier tipo de terreno, pudiendo soportar sin malograrse desde tres hasta cinco cortes.

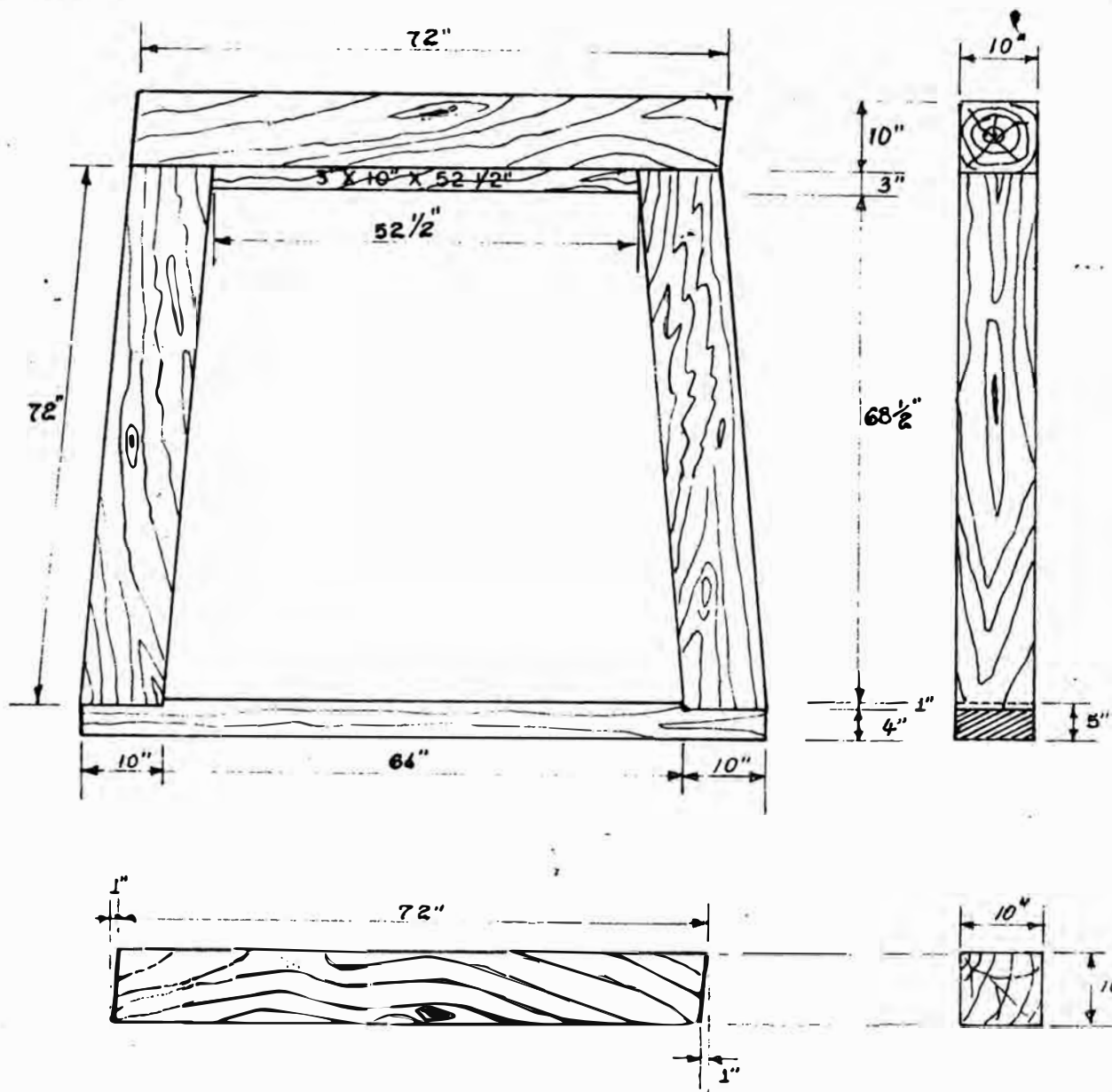
b.- Con el empleo del emparrillado en el piso, se ha eliminado el movimiento de la base de los postes.

c.- Es fácil y detectable cualquier falla en los elementos del cuadro.

d.- Su reparación es inmediata, ya que no es necesario personal especializado.

e.- Toda la madera trabaja uniformemente, de tal manera que las presiones son distribuídas uniformemente.

Los cuadros cónicos deben colocarse a 50" de luz y deben ir en concordancia con el reticulado de los tajeos y además la dirección del subnivel debe ser perpendicular a la

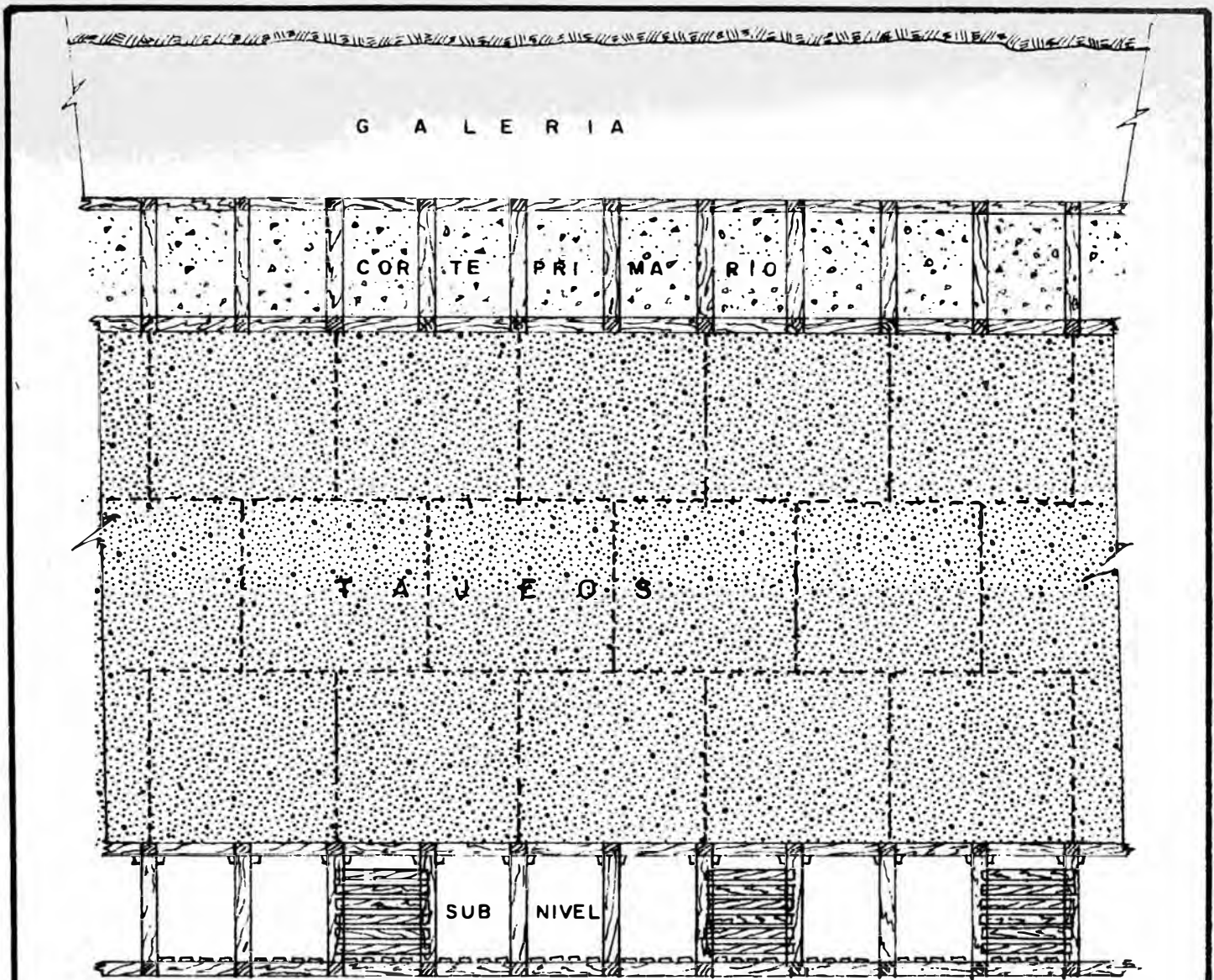


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA
 MINERA Y METALURGICA

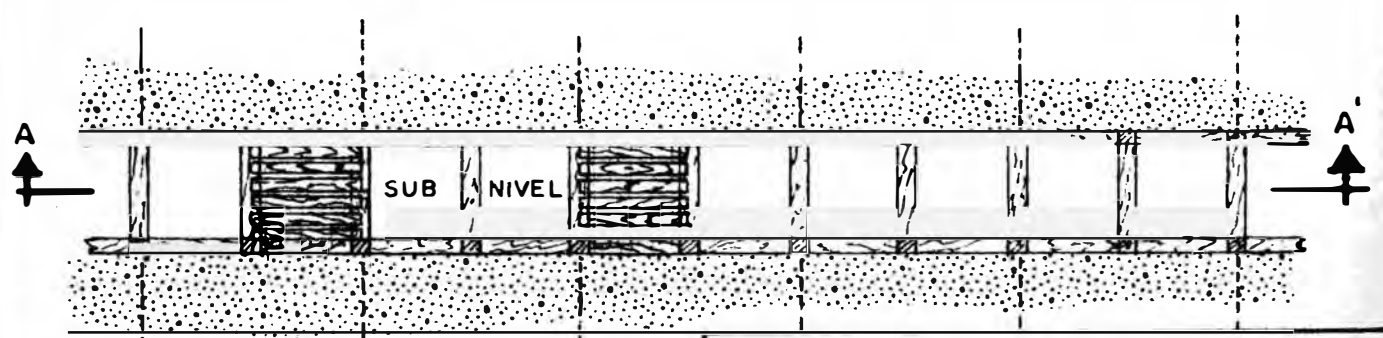
**CUADRO CONICO DE MADERA
 PARA SUB-NIVEL**

CLAUDIO ABRAHAM
 COLQUE BALLADARES

ESCALA = 1/24
 FECHA : JULIO 1974



SECCION: A - A'



PLANTA

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

SUB NIVEL PRINCIPAL

CLAUDIO ABRAHAM
 COLOQUE BALLADARES

ESCALA = 1:120
 FECHA: JULIO 1974

dirección de los tajeos.

Seguidamente se presenta el costo de un subnivel con cuadros cónicos y con solera.

Costo de la mano de obra; para hacer un avance de 1.5m. es necesario emplear 6 tareas, por lo que el costo en mano de obra por metro de subnivel es:

$$\frac{6 (300.16 + 11.56 + 77.93)}{1.5} = 1,558.60 \text{ S/./m.}$$

Costo de la madera; para colocar madera en 1.5m. de subnivel es necesario emplear las siguientes piezas de madera: 2 postes, un sombrero, un contrasombrero, una solera 4 topes, 30 tablas, 18 cuñas.

| | | |
|-----------------|---------------------------------------|--------------|
| Postes | 3x10"x10"x72" = 150p.c.xS/.2.25 = S/. | 337.50 |
| Solera | 1x 5"x10"x84" = 29 " " " " = S/. | 65.25 |
| Contrasombrero. | 1x 3"x10"x52½" = 11 " " " " = S/. | 24.75 |
| Topes | 4x6" x 8"x52" = 70 " " " " = S/. | 157.50 |
| Tablas | 30 x S/.11.25 = S/. | 337.50 |
| Cuñas | 18 x S/. 0.75 = S/. | <u>13.50</u> |
| | | S/. 936.00 |

Por lo tanto el costo en madera por metro de subnivel es: $936 \div 1.5 = 624.00 \text{ S/./m.}$

Para los costos de explosivos; se tiene que para un avance de 5' se realiza un disparo de 6', lo que significa 1.5 m., para este disparo son necesarios los siguientes materiales:

| | | |
|------------|----------------------|--------|
| Cartuchos | 120 x S/. 2.77 = S/. | 332.40 |
| Gufa(pies) | 120 x S/. 0.88 = S/. | 105.60 |

| | |
|-------------------------|----------------------------------|
| Fulminantes | 20 x S/. 0.80 = S/. 16.00 |
| Conectores | 20 x S/. 1.45 = S/. 29.00 |
| Cordón de dispa- ro. | 20 x S/. 0.85 = <u>S/. 17.00</u> |
| | S/.500.00 |

Por lo tanto el costo de explosivos por un metro de avance de subnivel es $500 \div 1.5 = 333.33$ S/./m.

El costo total por metro de subnivel es:

$S/. 1,558.60 + S/. 624.00 + S/. 333.33 = S/. 2,515.93$ S/./m.

3.- "Finger Raise" ó Dedo.

Un "Finger Raise" es un chute o chimenea de un solo compartimiento, que une un tajeo (labor de minado) con el subnível principal de extracción y cuya función principal es servir de conducto de transferencia del mineral arrancado del tajeo hacia el subnível principal de extracción; pudiendo eventualmente ser usado para transporte de materiales de operación.

A continuación se expone los distintos tipos de "Finger Raises" que han sido construídos, hasta haber encontrado los que actualmente son empleados.

Inicialmente el Dedo se construyó sin ningún sostenimiento, simplemente se construyó una chimenea de 3' a 4' de diámetro; en realidad funcionó bien en el Corte Primario, pues, no era necesario un subnível de abastecimiento, ya que todos los tajeos quedaban al nivel de la Galería siendo estas las zonas de abastecimiento; cuando se entró a operar el primer corte, fué necesario el abastecimiento

de materiales y éstos se tenían que transportar a través de los Dedos, con el continuo tránsito de los materiales este tipo de "Finger Raises" o Dedos, se desmoronaban y se hacían cada vez menos resistentes. Además al completar el Corte; en los últimos tajeos, se tenía el problema que habían quedado muchos Dedos abiertos, lo que dificultaba la continuidad del minado, pues, era necesario asegurar todos los Dedos abiertos y que además por la deficiencia del relleno, habían quedado erosionados, esto hacía más lento el minado con la consiguiente merma en la eficiencia del método. La deficiencia en la seguridad y eficiencia, determinó la eliminación de este tipo de "Finger Raise" o Dedo.

Luego se construyó los Dedos con sostenimiento de cuadros standard de madera; los cuales se contruían al comenzar un tajeo, la desventaja que acarreaba este tipo de "Finger Raise" o Dedo, era, que al unir todos los Dedos éstos habían quedado totalmente desplazados; lo que obligaba a construir cuadros especiales, aumentando de esta manera los costos. Si alguno de estos Dedos se habían derrumbado, era necesario esperar que el tajeo contiguo sea terminado, a fin de poder hacer el empalme respectivo o paralizar el tajeo a fin de colgar los cuadros para habilitar el Dedo correspondiente; como simultáneamente se estaba empleando los subniveles con cuadros de acero, las bases de los Dedos no eran estables y se tenía que recurrir a artificios impropios, pues, ello significaba aumentar los costos de operación.

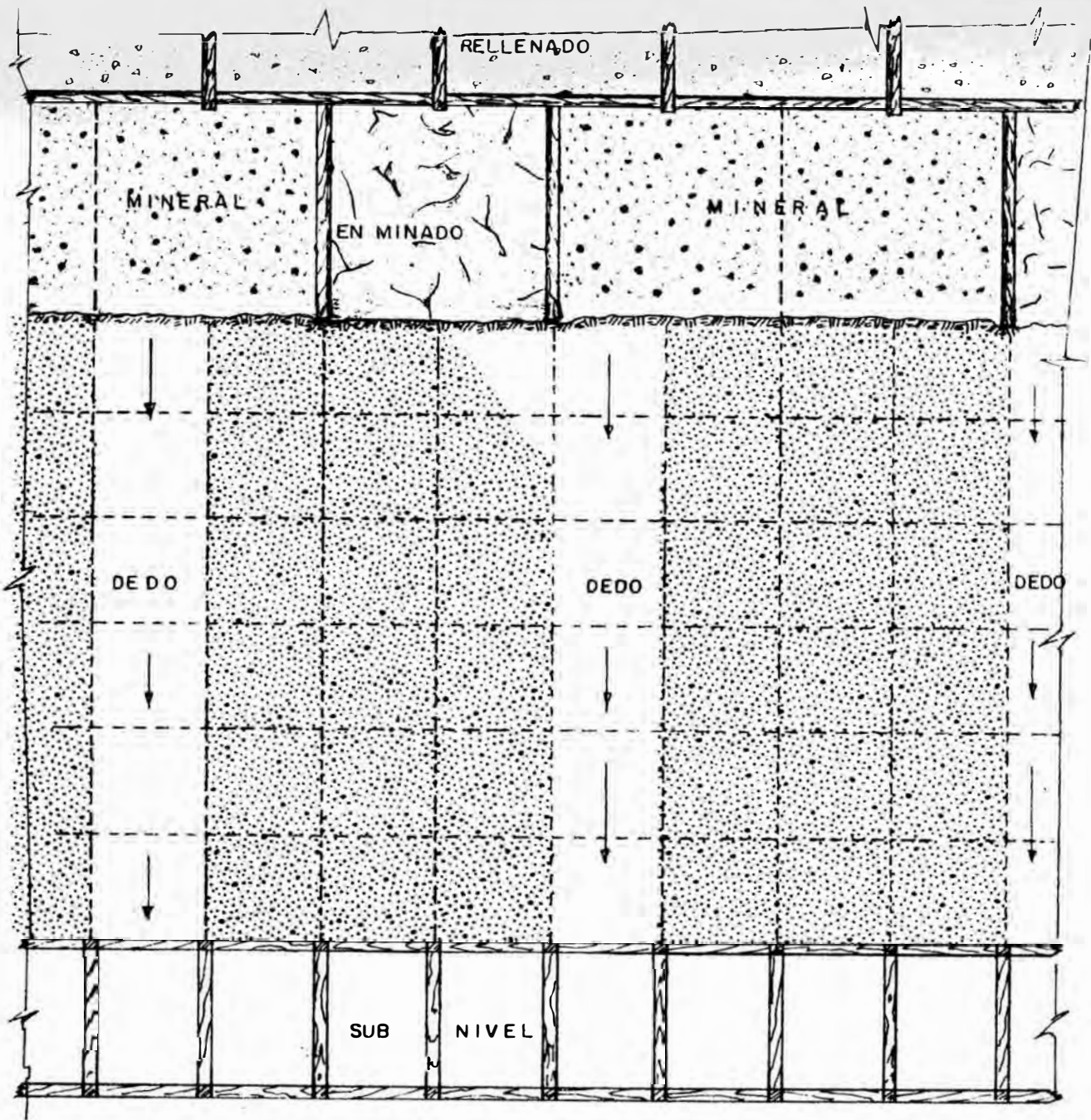
Vistos los problemas surgidos anteriormente; y ya que se había llegado a una solución aceptable en los subnive-

les con el empleo de Cuadros Cónicos de madera, se decidió construir un sistema de cuadros standard, dicho sistema debería ir sobre el mismo subnivel en preparación, sin llegar hasta el subnivel de operación, dejando como pilar uno ó dos pisos, dependiendo este de la naturaleza del terreno ; como se tenía ya reconocido el terreno con los primeros Cortes, simplemente se determinaba cual sería la forma de llevar a cabo los cuadros; si con cuadros colgantes ó con cuadros vaceados o ascendentes. Todo este conjunto de cuadros no se dejaban abiertos, pues, cada 3 cuadros se dejaba el Dedo propiamente dicho, quedando el resto de cuadros rellenos con mineral, este servía de sostenimiento provisional de todo el conjunto de cuadros..

Las ventajas que se encontraron al desarrollar este tipo de Dedos, que pueden ser llamados Dedos móviles son las siguientes:

a.- Mayor velocidad en la rotura, pues, ya no era necesario construir un Dedo para cada nuevo tajeo a minarse, ya que inmediatamente puede comenzarse el tajeo evitándose de esta manera la pérdida de tiempo consiguiente; yá que el tajeo que está en mayor desventaja, será el que se encuentra contíguo al Dedo, para esto simplemente se desentabla una cara en el piso inferior y se hace una ranfla o plano inclinado, el que servirá para la caída del mineral.

b.- Gran flexibilidad en la operación; puesto que un tajeo puede ser arrancado en cualquier momento y en cualquier lugar del Area, sin necesidad de recurrir a los planos. En caso de alguna emergencia, inclusive podría minar



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

DEDOS MOVILES

CLAUDIO ABRAHAM
 COLQUE BALLADARES

ESCALA = 1:96
 FECHA: JULIO 1974

se un tajeo en terreno virgen sin necesidad de tener loza superior y sin correr el peligro de desplazarse.

c.- Da una visión más clara del conjunto, lo que facilita la supervisión .

d.- Todos los cuadros quedan perfectamente ensamblados, dando lugar a una estructura sólida y que trabaja como una unidad.

e.- Es más seguro por que las ranflas de caída son fácilmente controlables, las winchas son bien colocadas y tienen un buen soporte, es fácil colocar las parrillas.

f.- No necesitan reparación, pues, cuando se presenta presión o fallamiento en algún elemento del Dedo, este se rellena con mineral y se habilita el Dedo contiguo.

g.- Su construcción es independiente de la rotura ó minado en el Area, pues, su preparación se hace por debajo del último subnivel que está en operación , la preparación se hace sin llegar a comunicar al subnivel de operación; la comunicación se hace cuando se ha terminado el último corte o está por terminarse.

De acuerdo a lo antedicho los Dedos deben construirse en concordancia con el reticulado de los tajeos y además deben ser perpendiculares a la dirección del conjunto de tajeos.

A continuación se presenta el costo de los dedos con cuadros standard.

Costo de la mano de obra; para armar un cuadro de 7' (2.1m) , es necesario emplear 6 tareas , que arrojan el costo siguiente por metro de "Finger Raise" construido en cuanto se refiere a mano de obra.



Subnivel de
operación



Tajeo en
operación

$$\frac{6(300.16 + 23.13 + 0.82)}{2.1} = 1,154.60 \text{ S/./m.}$$

En donde 300.16 es el jornal básico promedio, 23.13 el colectivo (10% 231.28), 80.82 corresponde a los adicionales (25% 323.29)

Costo de la madera, en la construcción de un piso de 7' se usan los siguientes elementos:

| | | | | |
|-----------|----------|-------|------|---------------|
| Postes | 4 x S/. | 84 | =S/. | 336.00 |
| Sombreros | 2 x S/. | 60 | =S/. | 120.00 |
| Tirantes | 2 x S/. | 45 | =S/. | 90.00 |
| Tablas | 32 x S/. | 11.25 | =S/. | 360.00 |
| Cuñas | 16 x S/. | 0.75 | =S/. | 12.00 |
| | | | S/. | <u>918.00</u> |

El costo de la madera por metro de "Finger Raise" o Dedo es de $918 \div 2.1 = 437.14 \text{ S/./m.}$

Con un disparo de 16 taladros de 6' cada uno, se hará un avance de 5', siendo para ello necesario emplear el material que a continuación se menciona:

| | | | | |
|--------------------------|----------|------|------|---------------|
| Cartuchos | 96 x S/. | 2.77 | =S/. | 265.92 |
| Cuña(pies) | 96 x S/. | 0.88 | =S/. | 84.48 |
| Fulminantes | 16 x S/. | 0.80 | =S/. | 12.80 |
| Conectores | 16 x S/. | 1.45 | =S/. | 23.20 |
| Cordón de disparo (pies) | 16 x S/. | 0.85 | =S/. | 13.60 |
| | | | S/. | <u>400.00</u> |

Por lo tanto el costo de explosivos por metro de "Finger Raise" o Dedo es de $400.00 \div 1.5 = 266.66 \text{ S/./m.}$

El costo total por metro de "Finger Raise" o Dedo construido es de: $S/ \cdot 1,154.60 + S/ \cdot 437.14 + S/ \cdot 266.66 = 1,858.40 \text{ S/./m.}$

4.- "Sill Floor" ó Corte Primario.

Con este nombre se le ha denominado, al corte que se ha realizado a la altura de la Galería Principal, o en la parte superior del cuerpo mineralizado a explotarse.

El Corte Primario se ha realizado con diferentes tipos de cuadros.

- 1.- Cuadros standard.
- 2.- Cuadros con postes standard y longarinas.
- 3.- Cuadros con postes de acero y sombreros de redondos.
- 4.- Cuadros con redondos.

Corte Primario con cuadros standard . El Corte Primario llevado con cuadros standard, se hacen construyendo dos filas de cuadros, que dan un ancho de 10' el que corresponde al ancho de un tajeo. Esta forma de llevar a cabo el Corte Primario es la mejor , pues, nos dá varias ventajas las que se enumeran a continuación :

a.- Ofrece gran facilidad para agarrar derrumbes; ya que el método de Corte y Relleno Descendente se aplica principalmente en terrenos movidos, en los cuales es común que se produzcan los derrumbes y al emplear cuadros standard es sumamente fácil poder controlarlos .

b.- Mejor control de los terrenos laterales, pues con los enrejados es fácil de realizar su control.

c.- Mayor avance, ya que se abre menos área, lo que facilita superar cualquier inconveniente que se presente en los terrenos movidos .

d.- El alineamiento se hace correctamente, pues, sólo será necesario llevar con línea de centro los primeros tajeos.

e.- Los empalmes de los redondos se llevan correctamente.

f.- Resisten mejor las presiones, debido a que las piezas son pequeñas y numerosas.

Corte primario con cuadros de postes standard y sombrero de longarina.- El Corte Primario llevado a cabo con este tipo de cuadros, se debió a una derivación que se experimentó en los pilares de Corte Primario con cuadros standard, en estos casos sólo era necesario colocar las longarinas en las espigas de los tajeos laterales; esto hizo pensar en que sería más rápido llevar los cuadros con sombreros de 10', al realizar este tipo de cuadros, la realidad nos demostró que el avance era más lento y cuando se presentaba un terreno suave era sumamente difícil armar el cuadro y además debido a la lentitud del avance,

Hay que anotar que este tipo de cuadro, sólo es aplicable en terrenos buenos o duros, no así en medianos, descartándose completamente su empleo en terrenos suaves.

Como los mejores resultados se han obtenido al preparar Cortes Primarios con cuadros standard y con cuadros redondos, se presentará los costos de ambos tipos de Corte Primario.

Costo de Corte Primario con cuadros standard.

Mano de obra.- Para armar dos cuadros completos, son necesarias emplear 7 tareas, que nos dá el siguiente costo

$$\frac{7 (300.16 + 13.88 + 78.51)}{1.5} = 1,831.90 \text{ S/./m.}$$

En donde 300.16 es el jornal básico promedio, 13.88 el colectivo que es el 6% de 231.28, 78.51 son adicionales y es el 25% de 314.04 y 1.5 es el equivalente en metros de 5' que tiene el cuadro.

Madera.- Para armar dos cuadros standard con plantillas, se emplean las piezas que a continuación se enumeran:

| | |
|-----------|---------------------------|
| Postes | 3 x S/.84.00 = S/.252.00 |
| Sombreros | 2 x S/.60.00 = S/.120.00 |
| Tirantes | 3 x S/.45.00 = S/.135.00 |
| Redondo | 1 x S/.80.00 = S/. 80.00 |
| Tablas | 36 x S/.11.25 = S/.405.00 |
| Cuñas | 12 x S/. 0.75 = S/. 9.00 |
| | S/. 1,001.00 |

Por lo que el costo de madera de un metro de Corte Primario es de $1,001.00 \div 1.5 = 667.33 \text{ S/./m.}$

Costo de explosivos.- Un avance de 5' se hace con un disparo de 22 taladros de 6' cada uno.

| | |
|---------------------------|-----------------------------|
| Cartuchos | 139 x S/. 2.77 = S/. 385.03 |
| Cuña (pies) | 132 x S/. 0.88 = S/. 116.16 |
| Fulminantes | 22 x S/. 0.80 = S/. 17.60 |
| Conectores | 22 x S/. 1.45 = S/. 31.90 |
| Cordón de encendido(pies) | 20 x S/. 0.85 = S/. 17.00 |
| | S/. 567.69 |

En explosivos se tendrá que el costo por metro de Corte Primario es: $S/. 567.69 \div 1.5 \text{ m.} = 378.46 \text{ S/./m.}$

El costo total de un metro de Corte Primario con cuadros standard es: $1,831.90 + 667.33 + 378.46 = 2,877.69 \text{ S/./m.}$

A continuación se presenta el costo de un metro de Corte Primario con cuadros de redondos.

Para armar un cuadro de redondos se emplean 8 tareas, por lo tanto el costo de la mano de obra por metro es:

$$\frac{8(300.16 + 13.88 + 78.51)}{1.5} = 2,093.60 \text{ S/./m.}$$

Un cuadro con redondos de 10'4", requiere el empleo de las siguientes piezas de madera:

| | |
|----------|-----------------------------|
| Redondos | 4 x S/. 80.00 = S/. 320.00 |
| Tablas | 40 x S/. 11.25 = S/. 450.00 |
| Cuñas | 12 x S/. 0.75 = S/. 9.00 |
| Topes | 2 x S/. 39.00 = S/. 78.00 |
| | S/. 857.00 |

El costo de la madera por un metro de Corte Primario con cuadros de redondos es $857.00 \div 1.5 = 571.33 \text{ S/./m.}$

Explosivos .- Con un disparo de 28 taladros, se hace

el campo para armar un cuadro con redondos de 10'4"; y que irá a 5' de centro a centro, con respecto al cuadro anterior, para ello se emplean los siguientes materiales:

| | |
|-------------------|--|
| Cartuchos | $184 \times S/. \cdot 2.77 = S/. \cdot 509.68$ |
| Cuña (pies) | $168 \times S/. \cdot 0.88 = S/. \cdot 147.84$ |
| Fulminantes | $28 \times S/. \cdot 0.80 = S/. \cdot 22.40$ |
| Conectores | $28 \times S/. \cdot 1.45 = S/. \cdot 40.60$ |
| Cordón de disparo | $28 \times S/. \cdot 0.85 = S/. \cdot 23.80$ |
| | <u>S/.744.32</u> |

Como este material se usa para un avance de 1.5 m. el costo de explosivos por metro es $S/.744.32 \div 1.5 \text{ m.} = 496.21 \text{ S/.}/\text{m.}$

Por consiguiente se tendrá que el costo total por un metro de Corte Primario con redondos es:

$$S/. \cdot 2,093.60 + S/. \cdot 571.33 + S/. \cdot 496.21 = S/. \cdot 3,161.14$$

S/./m.

CAPITULO III

EXPLOTACION

- 1.- Distribución de los Tajeos
en un Area.
- 2.- Perforación y Vcladura.
- 3.- Sostenimiento.
- 4.- Extracción.
- 5.- Transporte.

En el presente capítulo que corresponde a la explotación, se hace referencia a la misma operación del minado del mineral; este se realiza por cortes o propiamente el minado de todo un horizonte, luego de haberse terminado el primer corte el cual queda debajo del Corte Primario, se procede al minado del segundo corte y así sucesivamente hasta terminar todos los cortes de un block determinado, cuya extensión es limitada y al cual se le ha denominado con el nombre de AREA; cabe anotar que además el Area tiene como límites verticales los niveles superior e inferior; dándose el caso de que un mismo block con la misma superficie tome diferentes números de Area, de acuerdo a su ubicación con respecto a los niveles.

En este capítulo nos ocuparemos sucesivamente de los siguientes aspectos.

- 1.- Distribución de los Tajeos en un Area.
- 2.- Perforación y Voladura.
- 3.- Sostentamiento.

4.- Extracción.

5.- Transporte.

Es indudable que las características con las que nosotros llevamos o mejor dicho hemos desarrollado el método de Corte y Relleno Descendente, no son rígidas; pudiendo éstas ser variadas parcial o totalmente de acuerdo a las necesidades de operación y a las características del cuerpo mineralizado en el que se quiera aplicar este método.

También se debe anotar aquí que las características que actualmente las estamos empleando, las tratamos de variar a fin de llegar a resultados más positivos que redunden en la optimización del método.

1.- Distribución de los tajeos en un Area.

En principio se debe definir lo que es un AREA; se le ha denominado AREA a un block de mineral, el cual tiene una superficie (o área base) definida y que además está comprendido entre dos niveles sucesivos; en un Area están enmarcados un conjunto de tajeos, los cuales tienen una extracción común que es el chute principal y además poseen un subnivel principal donde el mineral de todos los tajeos son acumulados en forma transitoria.

Con el fin de distribuir las labores en un Area o más propiamente determinar las dimensiones de un Area, son necesarios tomar en cuenta los siguientes aspectos:

- a.- Rumbo del cuerpo mineralizado.
- b.- Dimensiones de cuerpo mineralizado.
- c.- Tipo de maquinaria a emplearse.

a.- Rumbo del cuerpo mineralizado.- La orientación de un Area, por lo general es determinada por el rumbo

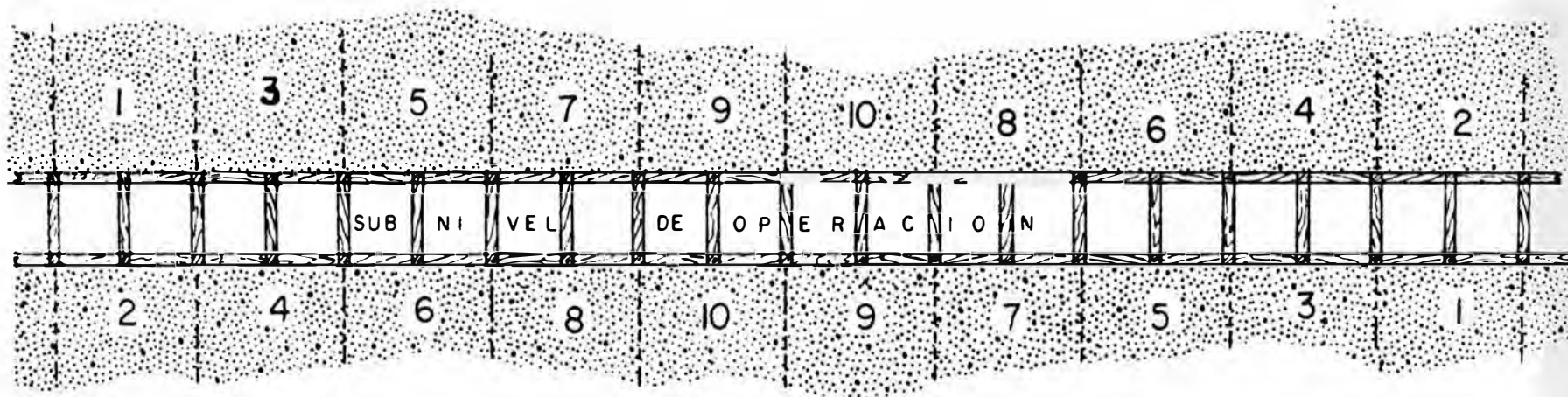
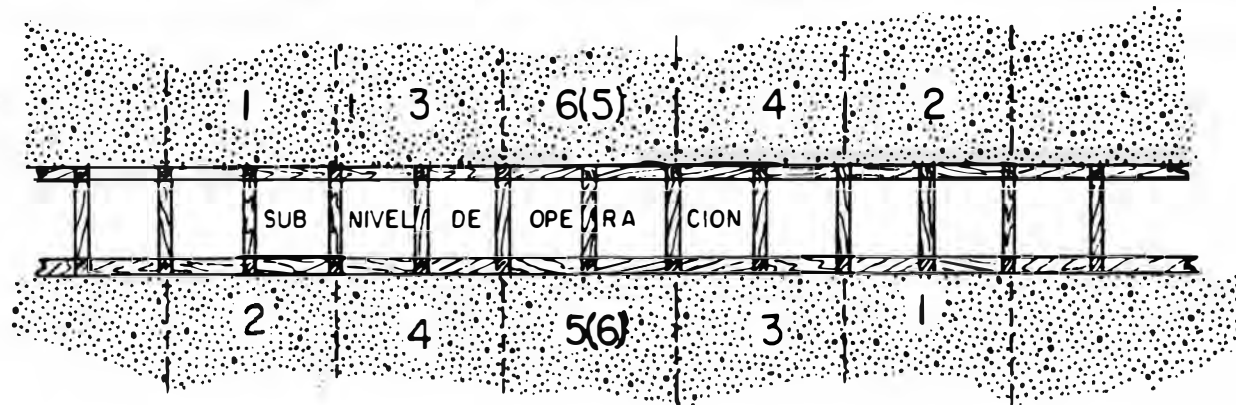
bo del cuerpo mineralizado siempre y cuando el ancho del cuerpo sea menor que 100'; en éstos casos la dirección de los tajeos es aproximadamente igual al rumbo del cuerpo mineralizado y se dice que es aproximadamente, por que los tajeos deben alinearse o adecuarse a los contactos del cuerpo mineralizado.

Es menester anotar además, que cuando el rumbo del cuerpo mineralizado varía de una determinada profundidad a otra; la dirección de los tajeos también es neesa - rio variarla, pues, esto obedece principalmente a que el método de Corte y Relieno Descendente es ineficiente cuando la longitud de los tajeos es pequeña, es decir cuando los tajeos son menores que 40'.

Cuando los tajeos son trabajados sistemáticamente, la eficiencia del método también es mayor; vamos a poner dos ejemplos de las forma ideal a trabajarse un A - rea.

Según el croquis adjunto se puede observar un área que posee 50' de ancho, en dichas condiciones es óp- timo colocar sólo dos parejas operando en orden sucesivo, según lo indica la numeración; cuando se ha comenzado el corte , ambas parejas comenzarán rompiendo los tajeos N°1 y una vez terminados, éstos estarán expeditos para ser re llenados y de inmediato comenzarán con el minado de los tajeos N°2, en el lapso en que se demora la rotura de los tajeos N°2, los tajeos N°1 ya quedarán rellenos por lo tanto cuando los N°2 hayan terminado la rotura, los tajeos

Nº3 estarán en condiciones de ser minados en cualquier momento, siguiendo el mismo ciclo se minará los tajeos Nº4, de los últimos el tajeo que termine primero podrá comenzar el siguiente corte debajo de los tajeos Nº1 y Nº3; quedando una pareja para minar los tajeos 5 y 6 ; el minado de éstos últimos es rápido puesto que son pilares y sólo se deben hacer disparos y limpieza, por lo tanto en el siguiente corte el desplazamiento de la secuencia antedicha será de un tajeo como máximo. En el ejemplo de un área de 100' pies de ancho, una variante puede ser, trabajar las labores según el orden de la numeración en cuyo caso no se presentará ningún problema; otra variante puede ser comenzar cuatro labores al mismo tiempo, en éste caso serán los Nº 1 y 7, siguiendo el ciclo los siguientes tajeos serán los Nº 2 y 8, a continuación se minarán los Nº 3 y 9; al terminar éstos sólo quedarán disponibles para ser minados los tajeos Nº 4, por lo tanto los dos primeros en terminar tomarán éstos para continuar con la rotura; cuando los dos últimos del ciclo anterior terminen sus labores, éstos podrán minar los tajeos Nº 5 ó 10 sólo por 5' de ancho y pegados a los Nº 7 u 8, completándose el ancho de 10' una vez que hayan sido rellenados los Nº 3 y 9; para éste ejemplo con tres parejas en trabajo, la selección de las labores es más sencilla, pues, dos comenzarán por los extremos y la tercera iniciará el minado por el centro; cuando el Área es mucho más ancha el número de tajeos que se pueden trabajar simultáneamente debe ser tal



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

DISTRIBUCION DE TAJEOS EN
 UN AREA

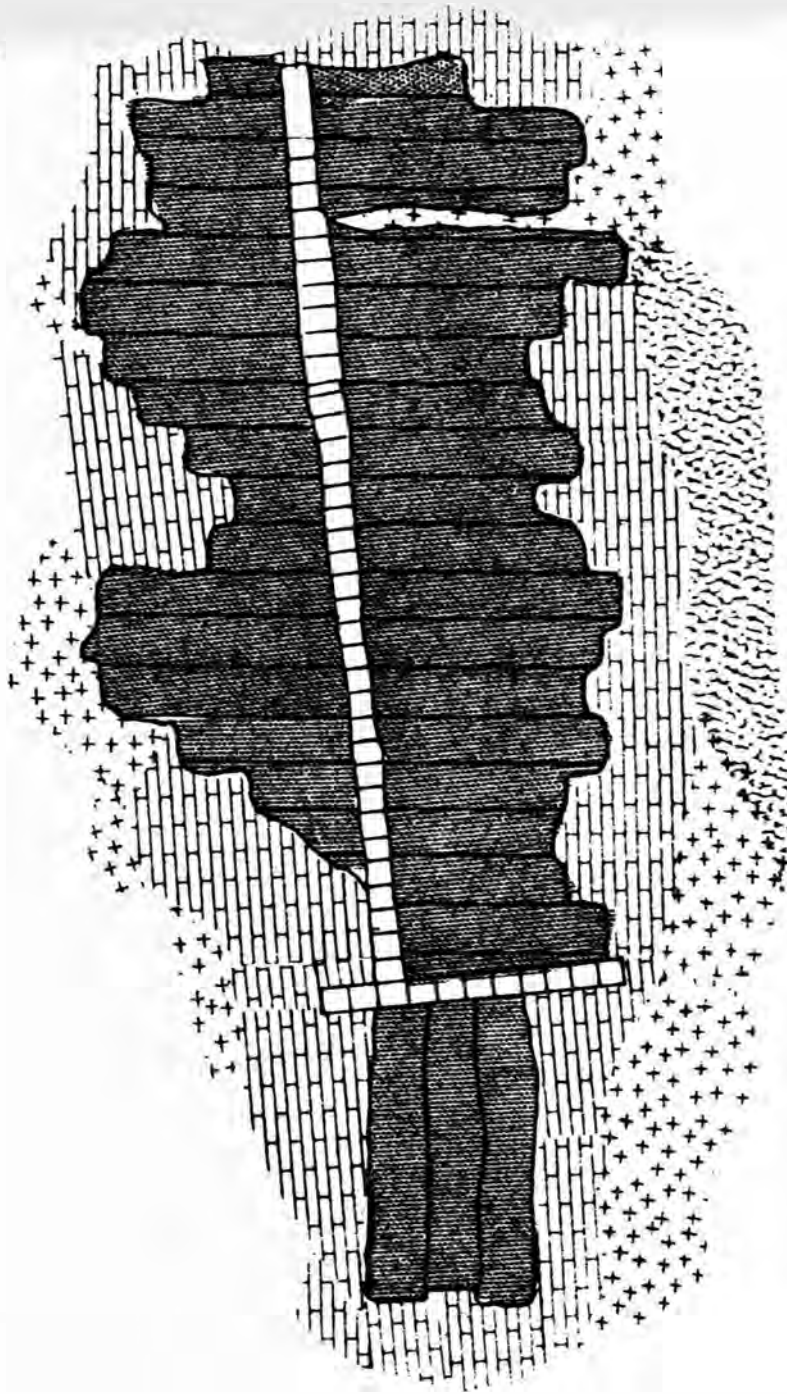
CLAUDIO ABRAHAM
 COLQUE BALLADARES

ESCALA = 1: 50
 FECHA: JULIO, 1974

que entre dos tajeos quede un pilar de 20' como mínimo.

b.- Dimensiones del Cuerpo Mineralizado.- Estas influyen en la determinación de la superficie de cada Área; por lo general cuando los cuerpos mineralizados son alargados, éstos no presentan ningún problema, ya que, el Área respectiva tendrá una orientación similar al rumbo del cuerpo mineralizado; en cambio, cuando las dimensiones del cuerpo mineralizado son mayores que 100', éste será dividido en tantas Áreas como sea posible, pudiendo éstos tener diferentes orientaciones, tal como se puede apreciar en el área V, en donde se tienen tajeos cuya orientación es de Este a Oeste y otros tajeos orientados de Norte a Sur; las dimensiones de un Área en definitiva son determinadas por el tipo de maquinaria a emplearse. En el caso específico nuestro se han hecho Áreas cuyas dimensiones máximas son de 100'.

c.- Tipo de maquinaria a emplearse.- Sobre todo se refiere a las winchas de rastrillaje a emplearse; las winchas que nosotros empleamos en los tajeos, son winchas eléctricas de 7.5 H.P.; éstas winchas las hemos empleado en tajeos de diferentes longitudes, desde 30' como mínimo hasta un máximo de 120'; en todo éste rango de longitudes, se ha determinado que los tajeos que han dado mayor eficiencia, son aquellos que tienen una longitud comprendida entre los 65' y 75'; cuando los tajeos poseen una longitud mayor, el rastrillaje se hace más lento, influyendo de ésta manera en el minado de tajeo, dando como resulta



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

**AREA CON TAJEOS EN
DOS DIRECCIONES**

CLAUDIO ABRAHAM
COLQUE BALLADARES

ESCALA = 1:500
FECHA: JULIO 1974

do un tajeo cuya eficiencia es menor que la standard.

Cuando los tajeos tienen una longitud menor que 40', éstos también son ineficientes, debido principalmente a que el preparado del tajeo para ser rellenado es lento, esto obedece a que es necesario un abastecimiento mayor de la madera para la cama como son redondos y tablas; otro de los factores que influyen en reducir la eficiencia de los tajeos de pequeña longitud es que en éstos casos se realiza mucho movimiento de equipo, el problema más agudo en éste tipo de tajeos lo presenta el relleno; primero por que se pierde demasiado tiempo en la instalación de las tuberías y en colocar el yute y segundo, debido a que el relleno llega al tajeo con presiones mayores que 70 lbs/pulg², al finalizar de rellenar el tajeo se presenta el problema que debido a ésta presión sumada a la presión de la caída del relleno; el yute se revienta e inclusive los enrrejados frontales llegan a fallar; en éstos casos la finalización del relleno es sumamente lenta, pues, es menester esperar por lo menos 12 horas a fin de poder tapar las filtraciones y aún después de ésta operación las bombeadas siguientes tendrán que hacerse con cuidado, llegándose al extremo de tener que realizarlas una por una a fin de tapar los escapes; de esta manera el relleno se torna ineficiente y tedioso.

En los subniveles empleamos winchas de 15 y 20 H.P. con rastrillos de 42" de ancho, mientras que éstos últimos en los tajeos tienen sólo 36" de ancho.

Indudablemente que si se empleara maquinaria más grande, las dimensiones de los tajeos serán proporcionalmente mayores y por supuesto las dimensiones del área; en caso de emplearse maquinaria menor las dimensiones obviamente serán más pequeñas.

2.- Perforación y Voladura

Realmente en este aspecto no se tiene ningún tipo de problema, ya que el mineral es suave y más o menos uniforme por lo que la voladura se ha generalizado, pues, en un principio sólo se empleó las "pickhammer" o picadores neumáticos; pero con el fin de incrementar la eficiencia, se ha optado por el empleo de la voladura.

La perforación es realizada por máquinas "Jack Leg" y son Ingersoll Rand JR300, también se ha generalizado el empleo de barrenos de una sola pieza y de 6' de longitud, se ha obviado el empleo de barrenos de menor dimensión debido principalmente a que el mineral es suave y más o menos uniforme. Precisamente debido a estas características es que el trazo más empleado es aquel que tiene como arranque el corte en V o cuña; empleándose en contadas ocasiones el corte quemado con 3 o 4 taladros; en los tajeros se ha generalizado el empleo de tres tipos de trazo:

a.- Cuando el tajeo es en terreno virgen.-En éste caso se hace un trazo completo con 22 taladros, pues, en éste caso se presenta una cara libre que es la frontal y un plano de debilitamiento que es el techo o sea el plano entre el tajeo y el relleno superior.

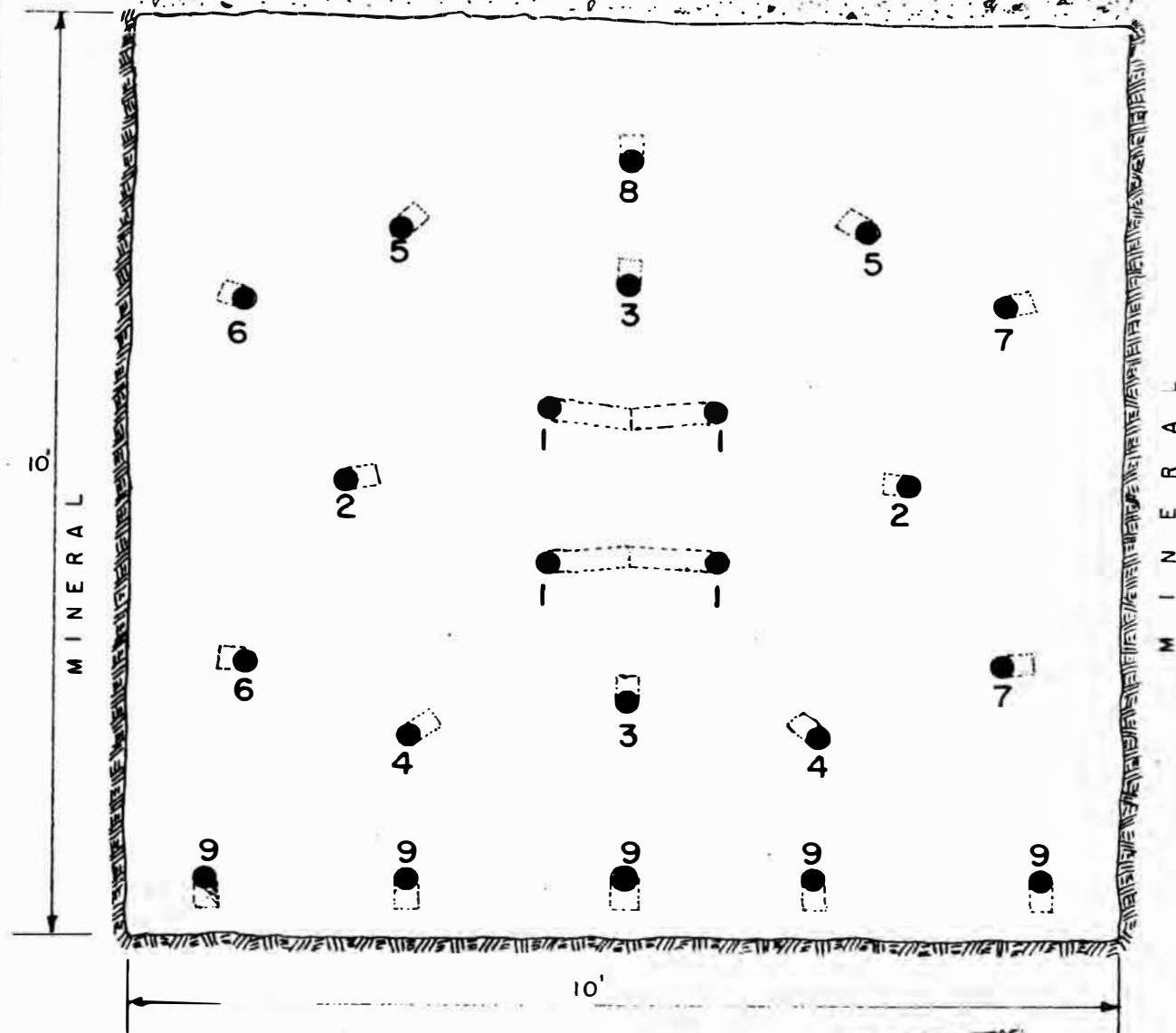
b.- Cuando el tajeo tiene mineral a un lado y en el otro relleno, en éste caso se realiza un trazo con 20 taladros ; en éste tipo de tajeo se presentan; una cara libre y dos planos de debilitamiento que son los que están hacia el relleno.

c.- Cuando el tajeo es un pilar que posee relleno a ambos lados, el trazo empleado es el que usa 18 taladros reduciéndose a veces hasta a 15 taladros, en éstos casos se presentan tres planos de debilitamiento y una cara libre.

Naturalmente que cuando el terreno es un poco más duro es decir cuando la perforación se practica en mineral brechado, simplemente se cambia el corte, usándose en tales casos el corte quemado con 3 o 4 taladros.

La perforación se practica haciendo primero los taladros superiores y a continuación los taladros inferiores ésto obedece a que a causa de la naturaleza del mineral, los taladros se tapan con suma facilidad cuando la perforación es ejecutada de abajo hacia arriba.

RELLENO



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Avenida - Arequipa - Arequipa 1201, Arequipa - P.
DIVISION DE INVESTIGACIONES
BIBLIOTECA CENTRAL

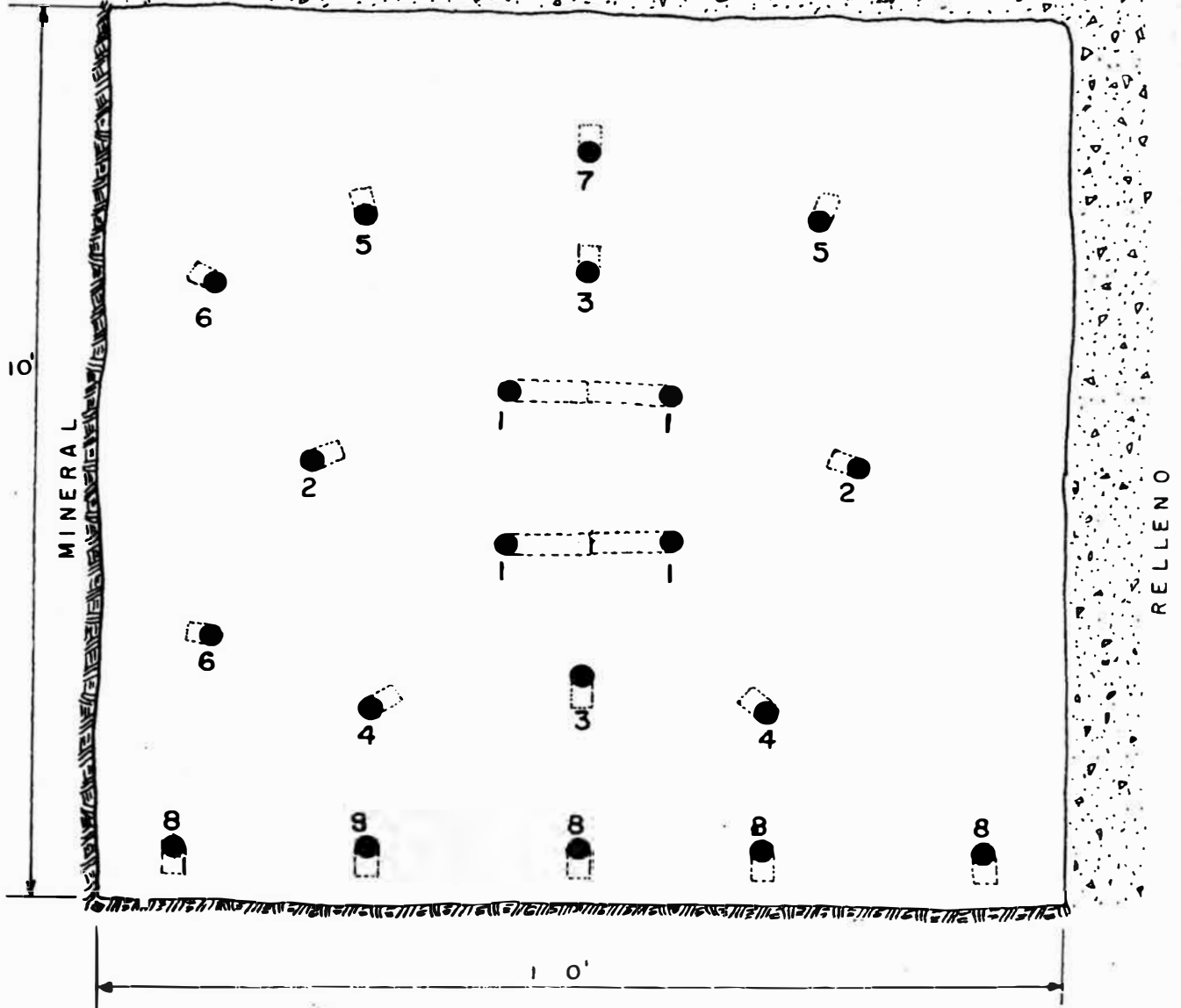
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
PROGRAMA ACADEMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGICA

TRAZO PARA UN DISPARO EN UN TAJEO

CLAUDIO ABRAHAM
COLQUE BALLADARES

ESCALA = 1/24
FECHA: JULIO 1974

RELLENO

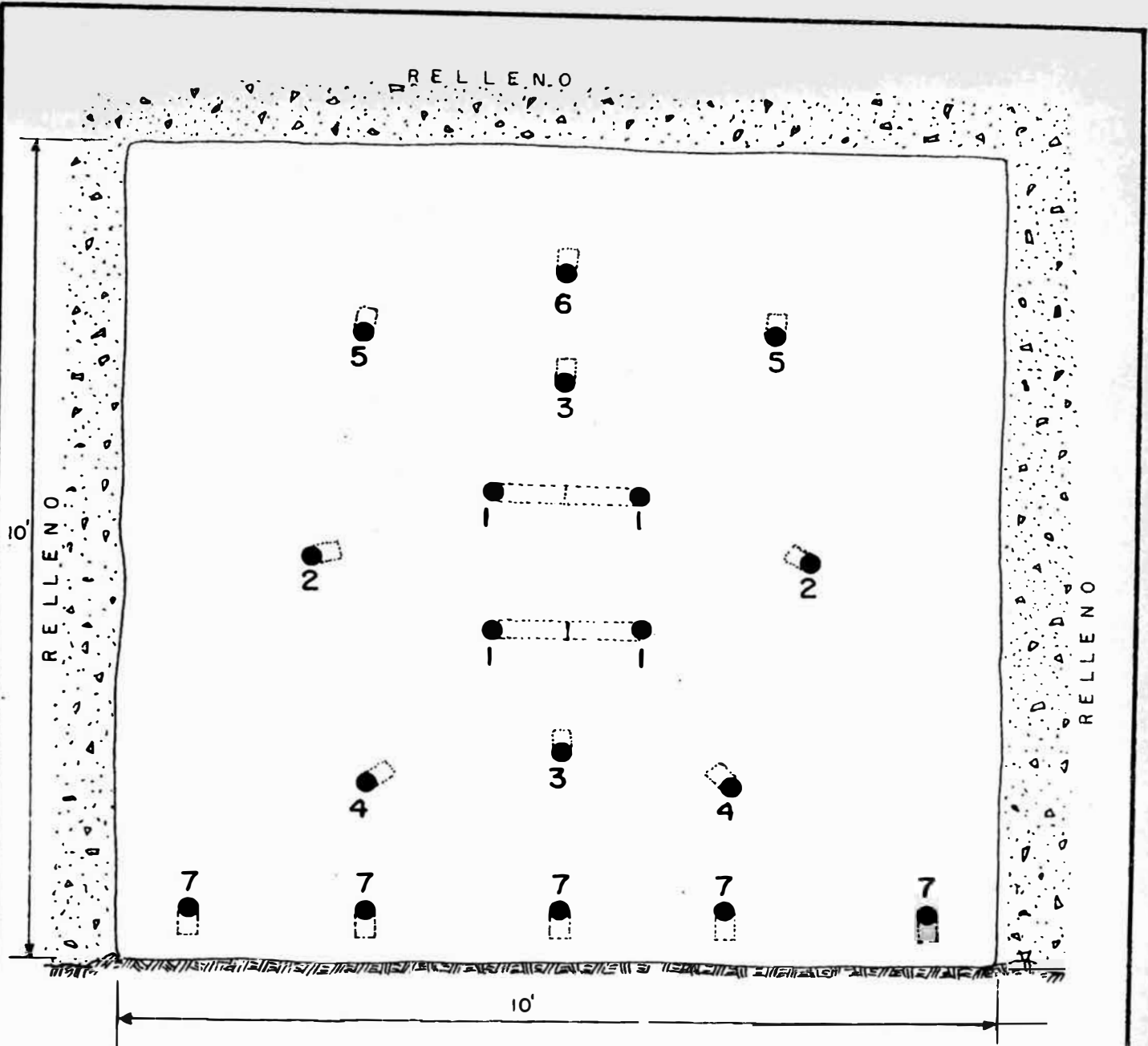


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGICA

TRAZO PARA UN DISPARO DE UN TAJEO

CLAUDIO ABRAHAM
COLQUE BALLADARES

ESCALA = 1/24
FECHA: JULIO 1974



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

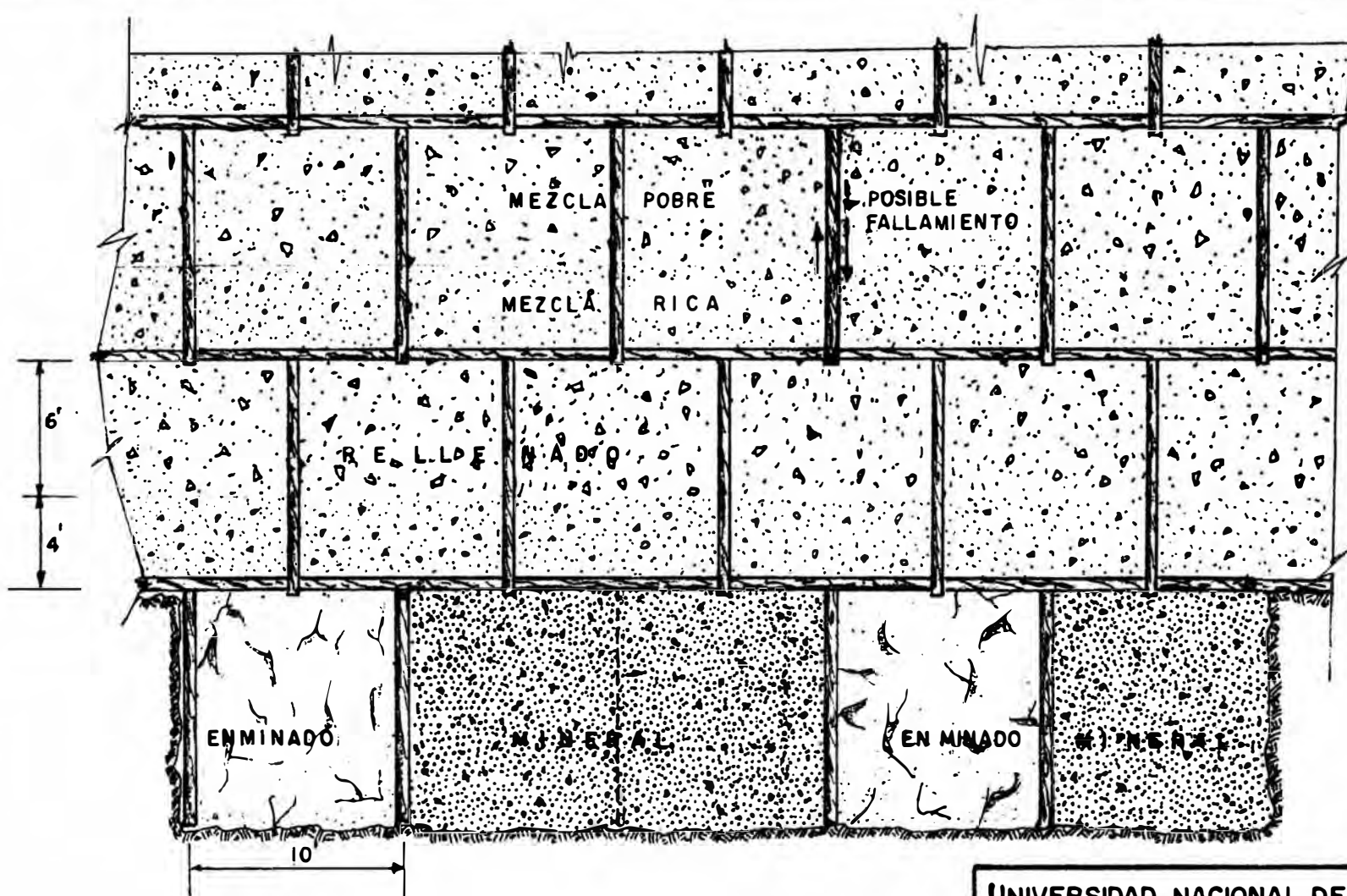
TRAZO PARA UN DISPARO EN UN TAJEO

| | |
|-------------------|-------------------|
| CLAUDIO ABRAHAM | ESCALA=1/24 |
| COLQUE BALLADARES | FECHA: JULIO 1974 |

3.- Sostenimiento

El fundamento básico del método Corte y Relleno Descendente es el sostenimiento y éste está basado fundamentalmente en el trabajo que debe realizar la loza del Relleno Hidroneumático, son precisamente los esfuerzos a la tensión y compresión los que deben sostener el techo, el cual es un terreno completamente movido lo que sucede cuando se efectúa el corte primario o debe sostener el mismo relleno lo que sucede cuando se realizan todos los cortes que están debajo del Corte Primario.

Otra forma de sostenimiento, el cual debe ser considerado como sostenimiento principal, es el que corresponde a la distribución de los tajeos de un Corte con respecto a los demás, ésta distribución es tal que todos los demás tajeos estén desplazados el 50% de su ancho con respecto al tajeo superior de tal manera que el conjunto de todos los tajeos presente un trenzado; de

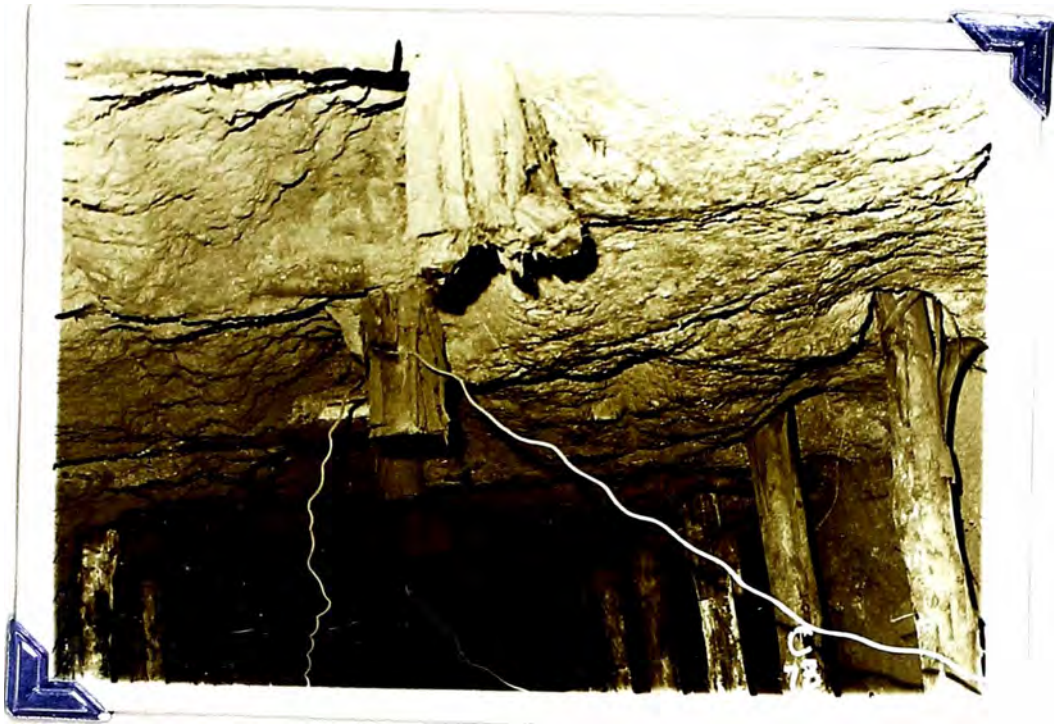


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA
 MINERA Y METALURGICA

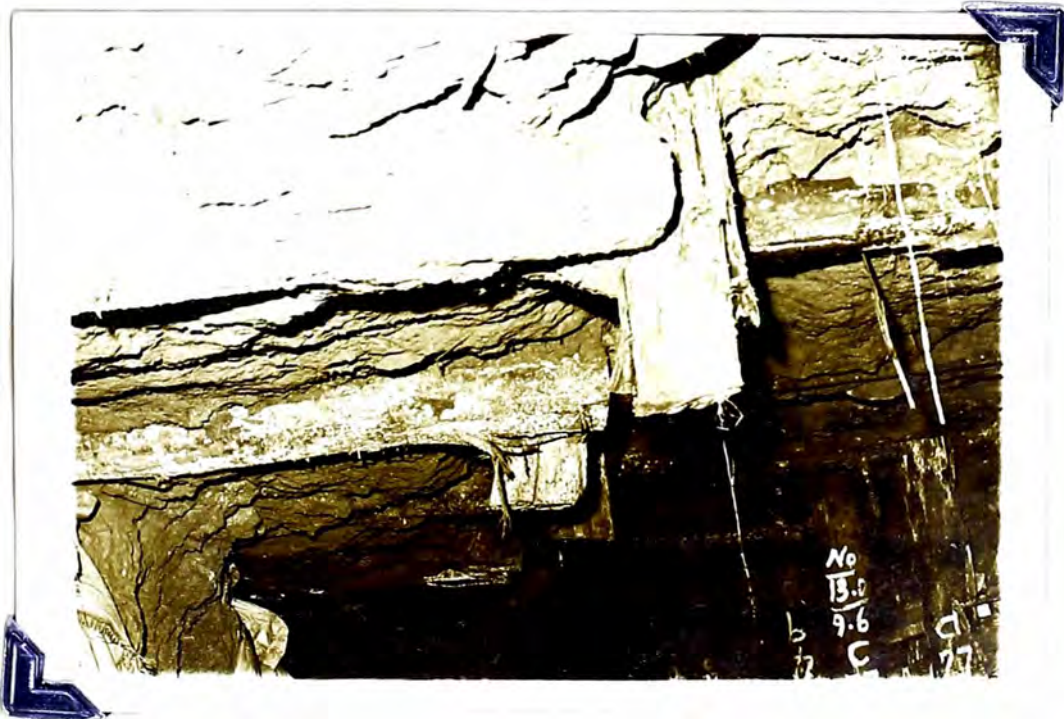
SOSTENIMIENTO REALIZADO POR LA
 LOZA DEL RELLENO HIDRONEU-
 Matico CON CEMENTO.

CLAUDIO ABRAHAM
 COLQUE BALLADARES

ESCALA = 1:96
 FECHA: JULIO 1974



Techo de un tajeo, mostrando la loza del corte superior



Techo de un tajeo

ésta manera se evitará los fallamientos que presentan los tajeos en la unión con el tajeo lateral, pues, en caso de que se presente tal falla, el tajeo inferior servirá de sostén a tal fallamiento.

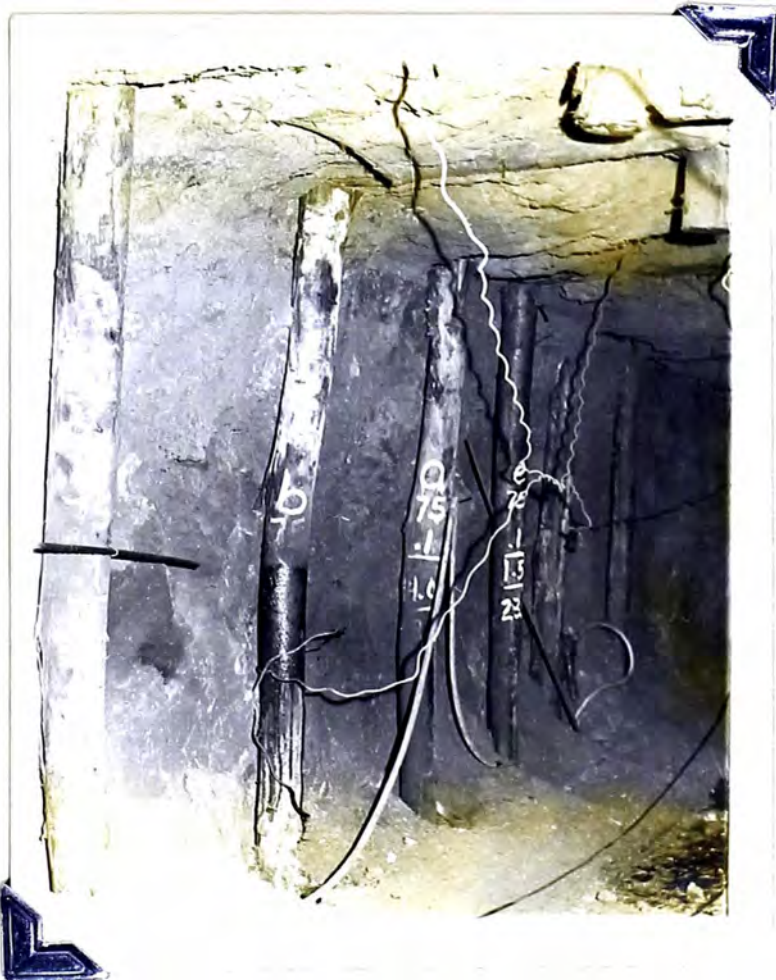
Un aspecto importante es realizar el sostenimiento por los postes con un retraso de por lo menos 10', se realiza de ésta manera con el fin de evitar que los postes sean expulsados por el disparo ; ésta práctica nos ha significado un ahorro de tiempo y materiales, se ahorra tiempo debido a que ya no es necesario colocar topes ó tablas de amarre en los postes, lo que dá un lapso comprendido entre 20 y 40 minutos, el que es empleado en aumentar la eficiencia del método; en cuanto a materiales se tiene que empleando un redondo y 10 clavos para colocar los topes se ahorra 1.80 S./Tn. y cuando se emplea dos tablas y 10 clavos se ahorra 0.64 S./Tn. ; por lo tanto es de suma importancia tener en cuenta ésta práctica de llevar el sostenimiento retrasado.

Además son empleados otros elementos de sostenimiento secundario o auxiliar; éstos son: la cama y los postes; los elementos auxiliares no deben trabajar plenamente, ya que todo el sostenimiento debe ser resistido por la loza siempre que esté bien elaborada, los elementos auxiliares sólo deben trabajar en casos excepcionales cuando la loza por algún motivo falle.

La cama es la parte inferior de un tajeo y sirve como encajonante o limitante de la base del relleno ; la cama está compuesta por redondos y malla o tablas.



Tajeo mostrando el sostenimiento retrazado



o e n n e s s i t a n t o p e s

Los redondos son colocados perpendicularmente a la dirección de los tajecs y a una distancia de 5' de centro a centro, los redondos tienen una longitud de 10'4" y un diámetro promedio de 8"; sobre los redondos son colocadas tablas o malla de alambre N° 8 con 4" x 4" de luz, en cambio las tablas son de 2" x 6" x 5'; éstas últimas son colocadas a 5" de luz entre una y otra, además son dispuestas en forma alternada.

Los postes son elementos de sostenimiento vertical; se han empleado dos tipos de postes; los postes de acero de 8' y 10' de longitud y un diámetro de 3", y postes de madera los que poseen una longitud de 10'4" y un diámetro promedio de 8".

Los postes de acero han sido hechos de tubería de 3" de diámetro y llevaban aditamentos como son las planillas de 6" x 6" x 1/4" y niples para su fijación en los redondos de la cama. Con los postes de acero se trató de conseguir un ahorro en éstos elementos, pues, ellos deberían ser recuperados en el corte inferior y ser usados inmediatamente en el tajeo inferior, de acuerdo a las necesidades del minado; para que éstos postes sean recuperables, deben cumplir con las siguientes condiciones:

- a.- Deben ser colocadas completamente verticales.
- b.- Los postes deben ser rectos.
- c.- Antes de rellenar el tajeo, se les debe engrasar.

d.- Deben llevar perforaciones en la parte superior e inferior .

Deben ser colocados completamente verticales, debido a que así facilitarán su recuperación, ya que un poste inclinado presentará problemas en su recuperación.

Los postes deben ser rectos, pues, si presentan alguna desviación, harán difícil y muchas veces imposible su recuperación.

A fin de evitar que la mezcla del relleno hidroneumático con cemento concrete el poste, a éste se le engrasa íntegramente y luego se le envuelve con papel.

El hueco en la parte inferior se le hace con el fin de colocar el amarre respectivo para su extracción; el de la parte superior sirve para evitar que el poste funcione como émbolo cuando se realiza la operación de su extracción.

En nuestro caso los postes de acero fueron eliminados debido a las siguientes razones:

a.- Poco abastecimiento.-El gran problema que se presentó con éstos postes, es que al comenzar el minado en todas las Areas, ningún poste es recuperable, pues, es necesario terminar todo un corte, para luego arrancar el siguiente, por lo tanto se debe hacer una inversión fuerte en postes, además se hace necesario abastecer a todas las Areas en operación; siendo éste último el más apremiante debido a que no había la cantidad suficiente en el mercado, esto realmente nos obligó al empleo de la madera.

b.- Deficiencia en el relleno.-Como aún no se había llegado a obtener una buena calidad de relleno, éste nos afectó en tres aspectos: primero, debido a que la mezcla era deficiente los postes tenían que hacer de sostenimiento principal, lo que ocasionaba que los postes antes de haber terminado un tajeo se pandearan, lo que posteriormente traería problemas en su recuperación y en su empleo por segunda vez, segundo, el relleno era lento y la mayoría de las veces los postes terminaban pandeados antes de que el tajeo entre en relleno, y tercero debido a que el relleno era muy diluido el exceso de agua eliminaba las envolturas de papel, consecuentemente los postes llegaban a formar parte del concreto y la recuperación de éstos ya no era posible.

Los postes de madera son empleados en los límites de un tajeo y son redondos sin ningún tipo de espigado, la ventaja que presentan este tipo de postes es que su cambio o refuerzo es fácil, esto en caso de que algún poste llegue a fallar.

4.- Extracción.

En lo que respecta a extracción, nos referimos al movimiento del mineral desde el momento posterior al disparo que se realiza en un tajeo, hasta el momento en que es cargado del Chute Principal de un Area a los convoyes; con el fin de visualizar mejor el flujo, nos referiremos a la extracción del mineral en: el tajeo, el subnivel principal y el chute principal.

a.- En el tajeo.-Una vez que el mineral está disparado y listo para ser jalado, éste es transportado hacia el Subnivel Principal, realizándose ésta operación con winchas eléctricas de dos tambores de 7.5 H.P. y empleando rastrillos de 32"y 36" de ancho; con la finalidad de evitar el movimiento de los redondos de la cama, las poleas se colocan en unas mordazas, las cuales van aseguradas a presión en unos cables que se encuentran en el techo, éstos cables son colocados a lo largo del tajeo, de bajo de los redondos y a una distancia de 5' entre uno y



Un disparo, cable y mordaza para
el rastreado

otro cable, es decir que estos cables son colocados a 2 1/2' de los extremos laterales del tajeo, los cables son puestos libremente, llevando únicamente un amarre o trenza simple en el último redondo del tajeo; la colocación del cable se realiza de esta manera a fin de que éste sea empleado repetidas veces, pues, cuando un tajeo queda limpio el cable del techo es sacado y colocado en el piso. Con estos cables es suficiente para ejecutar una limpieza completa del tajeo, ya que los cables pueden ser empleados libremente a lo ancho de todo el tajeo.

Se debe hacer las siguientes recomendaciones a fin de evitar problemas en el rastillado del mineral en un tajeo: primero, la wincha debe estar siempre limpia y bien lubricada para evitar deterioros prematuros y/o inútiles; segundo, la wincha debe ser colocada con su eje perpendicular a la dirección del tajeo y a una altura que no exceda de 6" con respecto al nivel del piso del tajeo y además la wincha debe estar bien asegurada; tercero, los cables de la wincha deben trabajar libremente, para esto será necesario emplear una polea auxiliar con el fin de mantener suspendido el cable de retorno, se realiza esto cuando los tramos de operación son mayores que 50'.

b.- En el Subnivel.- El Subnivel Principal es el reflector del mineral que salen de todos los tajeos, por lo tanto es de vital importancia que su estado de conservación sea adecuado a fin de que el rastillado sea continuo. El rastillado del mineral en el Subnivel Principal

es efectuado con winchas de dos tamboras de 10 a 15 H.P. y con rastrillos de 42" de ancho, en realidad el jalado del mineral no presenta mayores problemas sin embargo es necesario tener en cuenta las recomendaciones siguientes: primero, la wincha debe ser instalada por lo menos 5' detrás del chute y el centro de las tamboras debe ir en la misma línea de centro del Subnivel, el eje de la wincha irá perpendicularmente a la línea de centro del Subnivel, obviamente su limpieza y lubricación adecuada debe ser controlada a diario; segundo, el cable de retorno debe ir suspendido en poleas auxiliares a una máxima distancia de 40', con lo que se evitará que éste se desgaste prematuramente debido al rozamiento con el mineral y con el cable de tracción; tercero, la polea debe ser colocada en el centro del cuadro cónico; cuarto, es de suma importancia que el Subnivel esté en buen estado, controlándose diariamente que los elementos de los cuadros estén bien colocados y si alguno se deteriora o se sale de su sitio volverlo a colocar de inmediato, sobre todo las tablas del pisc. Indudablemente una reparación a tiempo es siempre económica.

c.- En el chute.- El principal problema que se presenta en el chute, es el atracado, más éste problema se obvia; primero, con el empleo del semáforo, ya que con ésta señal luminosa el rastrillero del Subnivel echará mineral al chute únicamente cuando se le pide, y el tiempo restante se dedicará a la acumulación de mineral así como

al orden y limpieza del subnivel, por supuesto controlará que el subnivel se encuentre en buen estado; segundo, es importante que el Chute tenga un emparrillado en el Subnivel para evitar que pasen bancos muy grandes y malcarguen el Chute, la luz de las parrillas debe ser máximo de 7"; otra práctica que no debe pasarse por alto es realizar las ventanas cada 15', así se facilitará el control del Chute y además servirá para el desatrancado del mismo en caso de que esto llegue a suceder.

5.- Transporte.

El transporte del mineral es realizado por locomotoras de 2, 4, 5, 6 y 8 Tn. las tres primeras alan carros de balancín de 1.8 Tn. mientras que las dos últimas alan carros de 5Tn.; en éste aspecto nos hemos tenido que adecuar a maquinaria existente, pues, se debe afirmar que en el caso de los carros mineros de 1.8 Tn. éstos son pequeños para hacer un transporte eficiente del mineral, ya que es necesario hacer muchos viajes, con lo que se llega a congestionar el tránsito generándose un cuello de botella en el echadero principal; en cambio con las locomotoras de 6 y 8 Tn. que alan carros de vaciado lateral de 5 Tn. el transporte del mineral es más eficiente y el tránsito es más fluído.

En nuestro caso se debe afirmar que el transporte debe efectuarse con carros mineros de 5 Tn. ; obviamente si el método aumenta su eficiencia, la capacidad de los carros debe aumentar proporcionalmente o será necesario cambiar a otro tipo de transporte.

CAPITULO IV

RELLENO HIDRONEUMATICO

- 1.- Plantas.
- 2.- Bombas
- 3.- Conductos.
- 4.- Mezclas.
- 5.- Preparación de un tajeo.

El relleno hidroneumático con cemento con que se rellenan los tajeos , es el principio fundamental en el que se apoya el método de Corte y Relleno Descendente, pues, en principio por medio de éste relleno, se forma una loza de una mezcla de cemento y arena cuya relación es de 1/10; y que a los 14 días de haber sido depositado en el tajeo, adquiere un fraguado que resiste un esfuerzo a la compresión de 100 lbs/pulg²; aumentando luego su resistencia en línea recta ascendente , según se puede apreciar en la figura adjunta; ésta nos permite en primer lugar estabilizar el terreno ya que la loza absorberá todas las presiones ejercidas por el terreno movido, esto sucederá en el Corte Primario, en cambio en los cortes inferiores dicha loza tomará las presiones laterales del terreno y en menor escala la presión ejercida en el techo; en segundo lugar nos ofrece un techo seguro debajo del cual se puede trabajar con la plena confianza de haber eliminado la caída de rocas, que es el factor por el cual suceden el

mayor porcentaje de accidentes, éstos son los dos factores más importantes que influyen en la determinación para el empleo del relleno hidroneumático con cemento.

Seguidamente se presenta los costos de los diferentes elementos que constituyen el relleno, dándose finalmente el costo por metro cúbico de relleno puesto en el tajeo.

| | |
|-----------------|--------------------|
| Supervisión | S/. 104,000 |
| Planilla diaria | S/. <u>529,200</u> |
| Total | S/. 633,200 |

El costo para la planilla diaria es el siguiente:

| | |
|--------------------------|------------------|
| Jornal promedio | S/. 297.20 |
| Colectivo(10%) | S/. 29.72 |
| Adicional(25% de 326.92) | S/. <u>81.73</u> |
| Jornal Básico Promedio | S/. 408.65 |

A fin de operar las 2 plantas, así como para realizar las operaciones de preparado se hace necesario el empleo de 50 hombres, los cuales laborando un promedio de 25.9 días al mes nos dará el costo total de S/.529,200

$$408.65 \times 25.9 \times 50 = S/. 529,203.70$$

Con todo el personal se rellena mensualmente un promedio de $10,000 \text{ m}^3$; por lo tanto el costo por personal será de : $633.200 \div 10,000 = 63.32 \text{ S/./m}^3$.

| | | |
|-----------------------|-------|---|
| Cemento | 70.39 | " |
| Yute | 23.77 | " |
| Tuberías y accesorios | 9.76 | " |
| Aire | 2.52 | " |

| | | |
|---------------------|--------------------------|---|
| Alquiler de equipo | 17.42 | " |
| Servicios varios | 9.70 | " |
| Transporte de arena | 35.71 | " |
| Mantenimiento | <u>35.50</u> | " |
| | 268.09 S./m ³ | |

Como el peso específico del mineral es de 3.6 Tn/m³, el costo de relleno por tonelada de mineral extraído es de $268.09 \div 3.6 = 74.46$ S./Tn.

1.- Plantas.

Poseemos dos plantas que realizan el mezclado de los elementos del relleno, éstas plantas son simples mezcladoras que no poseen ningún aditamento especial; una de ellas abastece de relleno a la zona Norte de la mina y la otra a la zona Sur, cada una de éstas plantas posee características diferentes; cabe anotar aquí que la instalación de ambas plantas se ha realizado acoplando maquinaria y equipo que se tenía en existencia, éstas plantas las llamamos: planta 300 y planta Satélite

La planta 300, lleva éste nombre por encontrarse en el nivel 300 y su instalación es subterránea, ésta planta consta de las siguientes partes:

- a.- Mezcladora.
- b.- Chute de arena.
- c.- Silo de cemento.
- d.- Tubería de agua.
- e.- Embudo receptor de la mezcla.

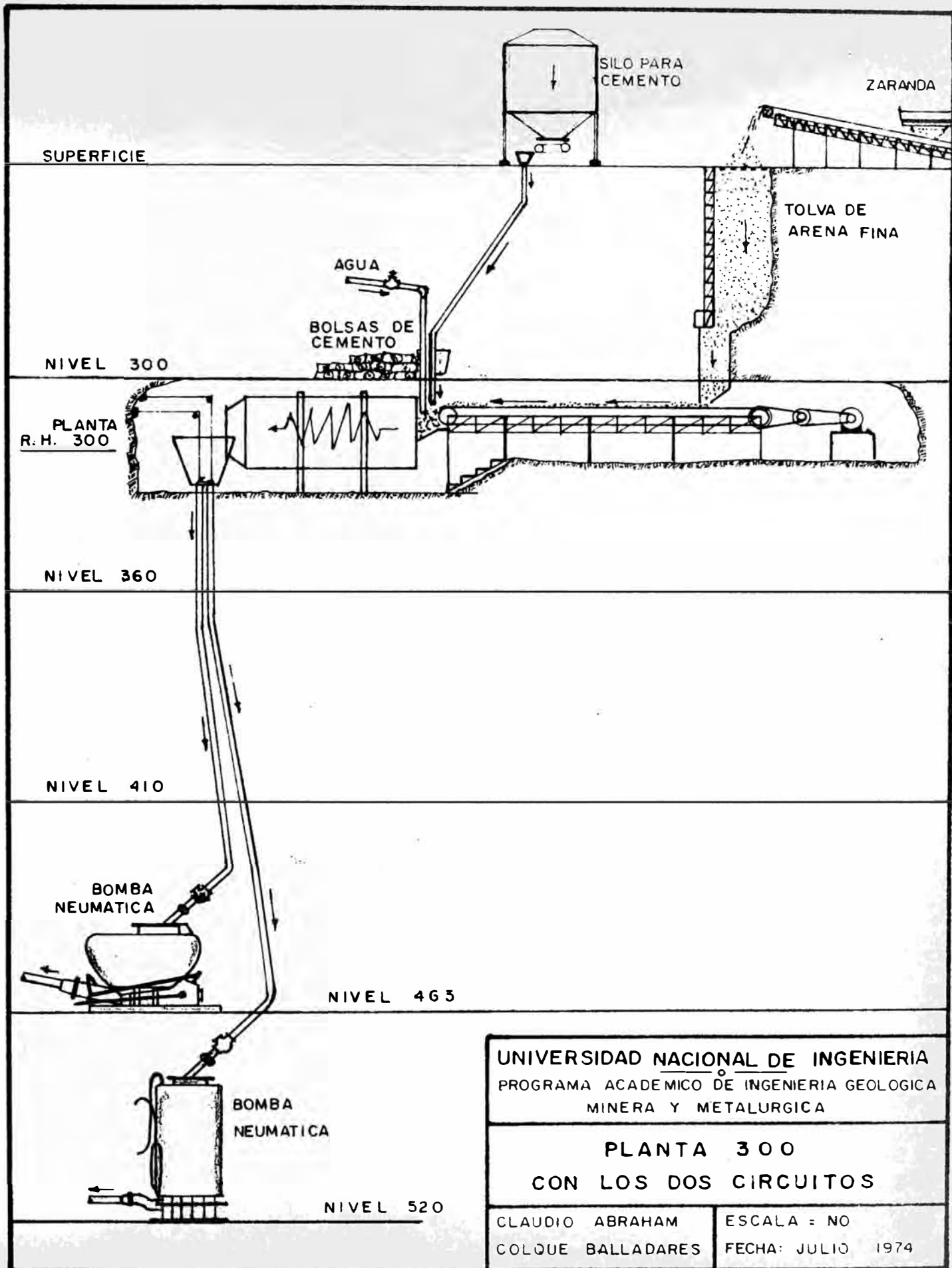
La mezcladora es un cilindro de 48" de diámetro y una longitud de 120", en su interior lleva un alimentador helicoidal, a fin de que la descarga sea un flujo constante, la mezcladora es de rotación horizontal y es accionada por un motor eléctrico y su transmisión es mediante una cadena.

El chute de arena es de dimensiones standard (cuadros de 5' x 5' x 7') y que va desde la planta hasta la superficie, el chute tiene como complemento una zaranda cuya luz es de 3/4" x 3/4", la zaranda posee una faja móvil cuya finalidad es la de acumular arena zarandeada.

El silo de cemento se encuentra en superficie y tiene una capacidad de 40 Tn., la alimentación hacia la planta es realizada por medio de un alimentador de mariposa accionada por un motor eléctrico de 5 H/P. el conducto es una tubería de 3" de diámetro.

El abastecimiento de agua se hace a través de una tubería de 2" de diámetro y su control es ejecutado por medio de una válvula de compuerta.

El embudo receptor de la mezcla se encuentra en la salida de la mezcladora y alimenta a dos circuitos los que son controlados a través de compuertas; debido a que la operación del bombeado es intermitente es fácil alimentar a los dos circuitos, pues, cuando una bomba recibe carga, la otra debe estar bombeando y viceversa, de esta manera se evita tener tiempos muertos en la operación de la planta.



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

**PLANTA 300
 CON LOS DOS CIRCUITOS**

CLAUDIO ABRAHAM
 COLQUE BALLADARES

ESCALA = NO
 FECHA: JULIO 1974

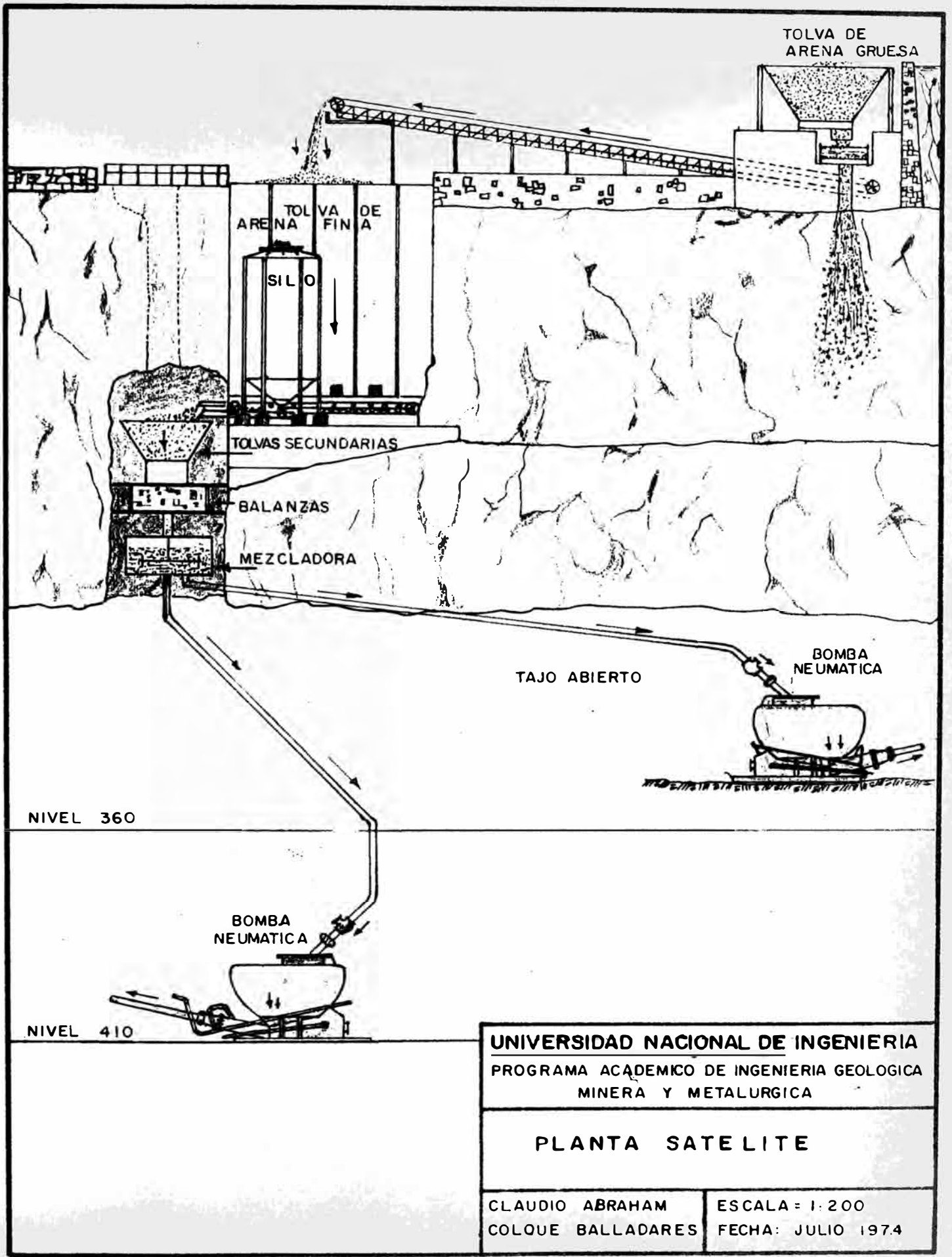
La planta Satélite se encuentra instalada en superficie y abastece de relleno a la zona Sur de la mina, la planta consta de las siguientes partes:

- a.- Una zaranda con faja transportadora.
- b.- Una tolva de almacenamiento de arena.
- c.- Un silo de cemento.
- d.- Dos tolvas secundarias.
- e.- Dos balanzas.
- f.- Un contador de agua.
- g.- La mezcladora.

La principal característica de ésta planta es que los elementos de la mezcla son controlados, con mayor exactitud, pues, los elementos sólidos son pesados y el agua es controlado por el contador.

La mezcladora es un cilindro de eje vertical y es fija siendo la mezcla agitada por medio de paletas las que son accionadas por medio de un motor central.

Este último tipo de mezcladora es más eficiente ya que siempre tiene la mezcla lista para ser descargada, mientras que la primera para enviar la mezcla, ésta debe pasar a través de toda la longitud de ella, lo que significa por lo menos 10 segundos de tiempo muerto.



TOLVA DE ARENA GRUESA

TOLVA DE ARENA FINA

SILIO

TOLVAS SECUNDARIAS

BALANZAS

MEZCLADORA

TAJO ABIERTO

BOMBA NEUMÁTICA

NIVEL 360

BOMBA NEUMÁTICA

NIVEL 410

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

PLANTA SATELITE

CLAUDIO ABRAHAM
 COLOQUE BALLADARES

ESCALA = 1:200
 FECHA: JULIO 1974

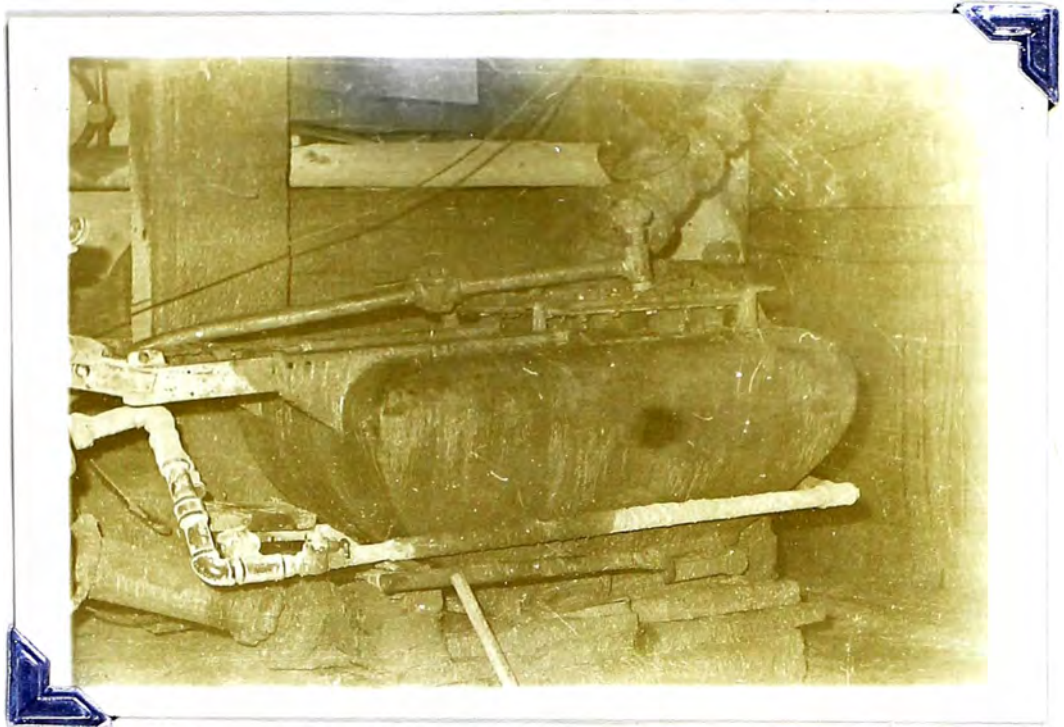
2.- Bombas.

Las bombas neumáticas, son empleadas para impulsar la pulpa o mezcla hacia las labores de minado; estas bombas son unos tanques de alta presión y envían la mezcla hacia los tajeos con una presión variable, comprendida entre 50 lbs/pulg² como mínimo hasta 90 lbs/pulg² como máximo, el rango comprendido entre estas presiones se debe al consumo variable que se efectúa en la mina.

La bomba neumática comprende las siguientes partes:

- a.- Tanque de alta presión y accesorios.
- b.- Inyectores de aire.
- c.- Válvula de retención.
- d.- Válvula de purga.

El tanque de alta presión es el receptor e impulsor de la mezcla, lleva en su interior una lengüeta móvil cuyas funciones son dos: primero, evita que la mezcla al



Bomba neumática



Vista posterior de la bomba



Vista frontal de
la bomba



Tubería en una
galería

caer de la planta a la bomba tape la salida de los inyectores y segundo, dirige la impulsión hacia la salida de la bomba; la lengüeta es móvil para evitar que los residuos de la mezcla se concreten sobre ella. La bomba de fabricación nacional no posee esta lengüeta en cambio tiene un plano inclinado que cumple las mismas funciones de la lengüeta; el tanque de alta presión posee dos tapas una en la parte superior y otra en la parte posterior, ambas sirven para facilitar la limpieza de la bomba que es realizada periódicamente.

Los inyectores de aire cumplen dos funciones que son las de impulsión y turbulencia. Los inyectores de impulsión son dos y están ubicados en la parte posterior de la bomba y son los que producen el movimiento de la mezcla hacia los tajeos, el control de los inyectores impulsores es realizado por medio de válvulas de compuerta. El inyector de turbulencia está ubicado en la parte delantera de la bomba y su función es evitar que la mezcla llegue a sedimentarse, este inyector también tiene su control por medio de una válvula de compuerta.

La válvula de retención está ubicada sobre la tapa de la bomba y en la tubería de alimentación, su función es la de controlar el flujo de la mezcla hacia el tajeo y evitar que ésta regrese a la tubería de alimentación .

Finalmente se tiene una válvula que sirve para purgar el aire remanente de la bomba una vez que la mez -

cla ha llegado al tajeo, esta válvula es de 2" de diámetro y es abierta antes que la bomba reciba carga y es cerrada para realizar la operación de bombeo.

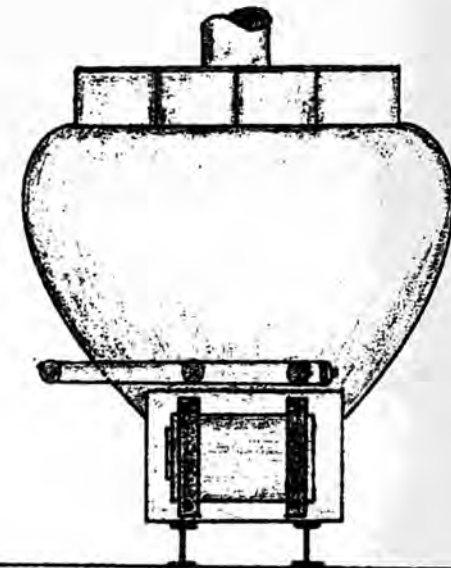
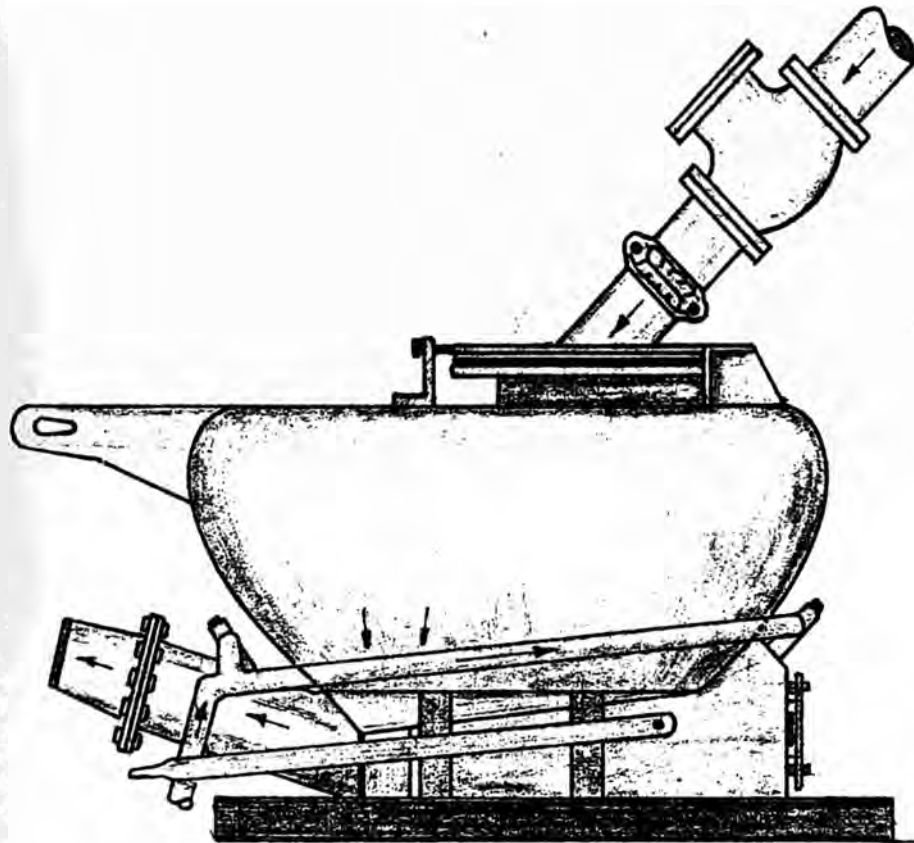
La bomba recibe la carga con una presión debido a la caída de la mezcla de la planta hasta la bomba, con esta presión una parte de la carga se extiende en la tubería de transporte y otra parte se queda en la bomba, luego con aire comprimido la carga es impulsada hasta el tajeo.

Los problemas que se presentan en la bomba son principalmente tres:

a.- Encostramiento.- El encostramiento se produce debido a las pequeñas precipitaciones de la mezcla, las que luego fraguan, reduciendo de esta manera la capacidad de la bomba, llegando muchas veces a bloquear los inyectores, consecuentemente la carga no es impulsada con la debida presión y produce el atoramiento de las tuberías; y que al proceder a su desatoramiento en primer lugar ocasiona pérdidas de tiempo y en segundo lugar se ensucian las galerías, por ello es recomendable realizar la limpieza de la bomba por lo menos una vez al mes.

b.- Desgaste frecuente de la válvula de retención, por lo general lo que se gasta con más frecuencia son el anillo y la lengua ya que ambos son de bronce, para ello es necesario tener a la mano una válvula de reemplazo, pues, el desperfecto se presenta en cualquier momento.

c.- El bombeo debe realizarse con la presión adecuada a la distancia entre la bomba y el tajeo, y para realizar un buen control es necesario tener instalado un manómetro en la línea principal de aire y cerca de la bomba.

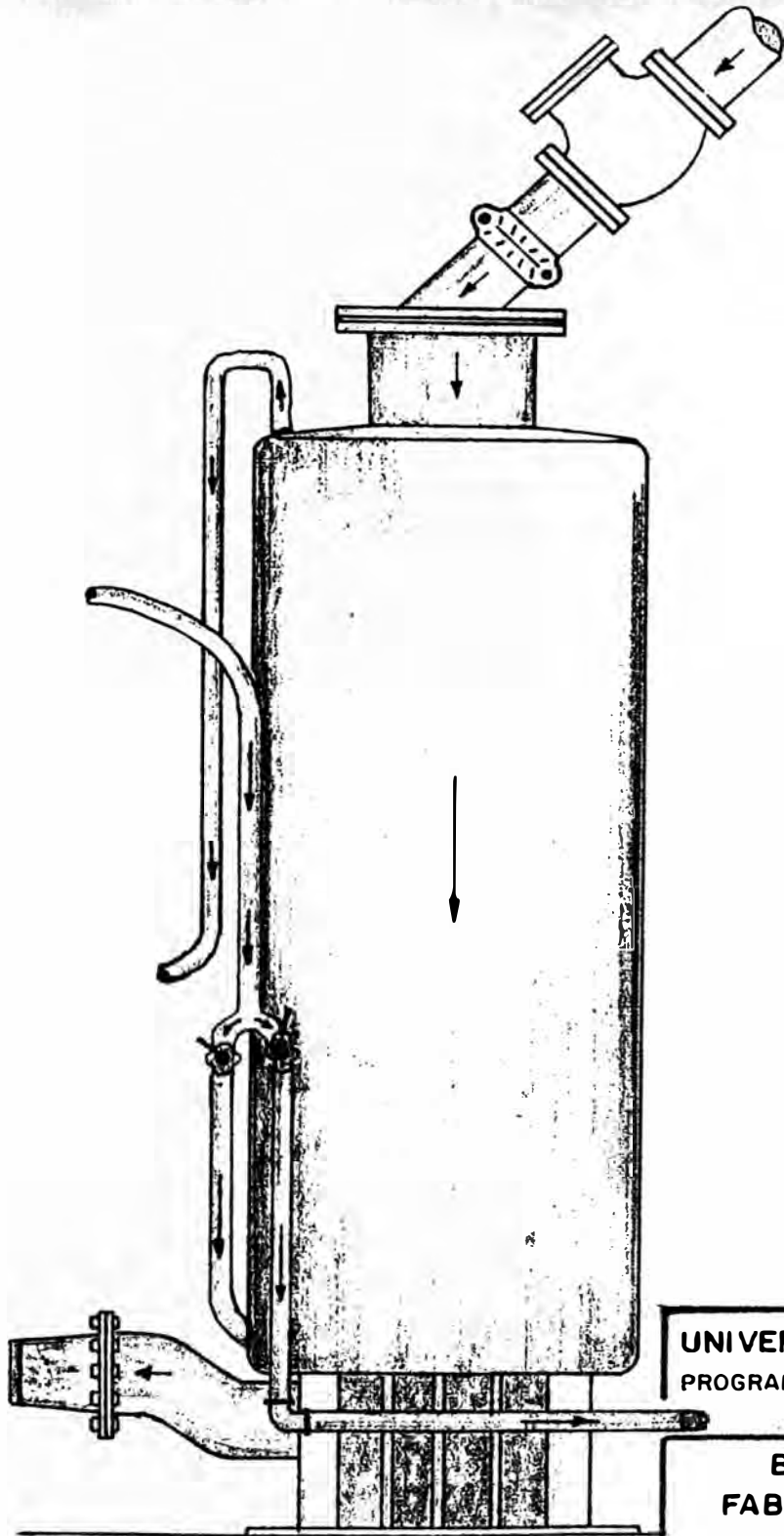


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLÓGICA
MINERA Y METALÚRGICA

BOMBA NEUMÁTICA
FABRICACION EXTRANJERA

CLAUDIO ABRAHAM
COLQUE BALLADARES

ESCALA = 1/80
FECHA: JULIO 1974



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

BOMBA NEUMATICA
FABRICACION NACIONAL

CLAUDIO ABRAHAM
COLQUE BALLADARES

ESCALA = 1/80
FECHA: JULIO 1974

3.- Conductos

La mezcla es transportada hacia las labores de minado por medio de tuberías de acero de alta presión, cuyo diámetro es de 6" , los acoplamientos son realizados con grampas, ya que el ensamblado de las tuberías debe ser flexible debido principalmente a los problemas de atoramiento, por lo tanto los acoplamientos con rosca son eliminados completamente.

Las instalaciones de las tuberías pueden ser clasificadas como fijas y móviles, las primeras son las líneas troncales es decir todas aquellas que son instaladas en las galerías y en los chutes de un solo compartimiento o Dedos hasta llegar a los subniveles de operación, y las segundas son tuberías que son constantemente cambiadas de dirección y lugar, estas son las tuberías que van instaladas en los subniveles de operación y las tuberías que son colocadas en los tajeos. En las Galerías las tube



Tubería troncal

Tubería troncal
debajo de la línea
decauville

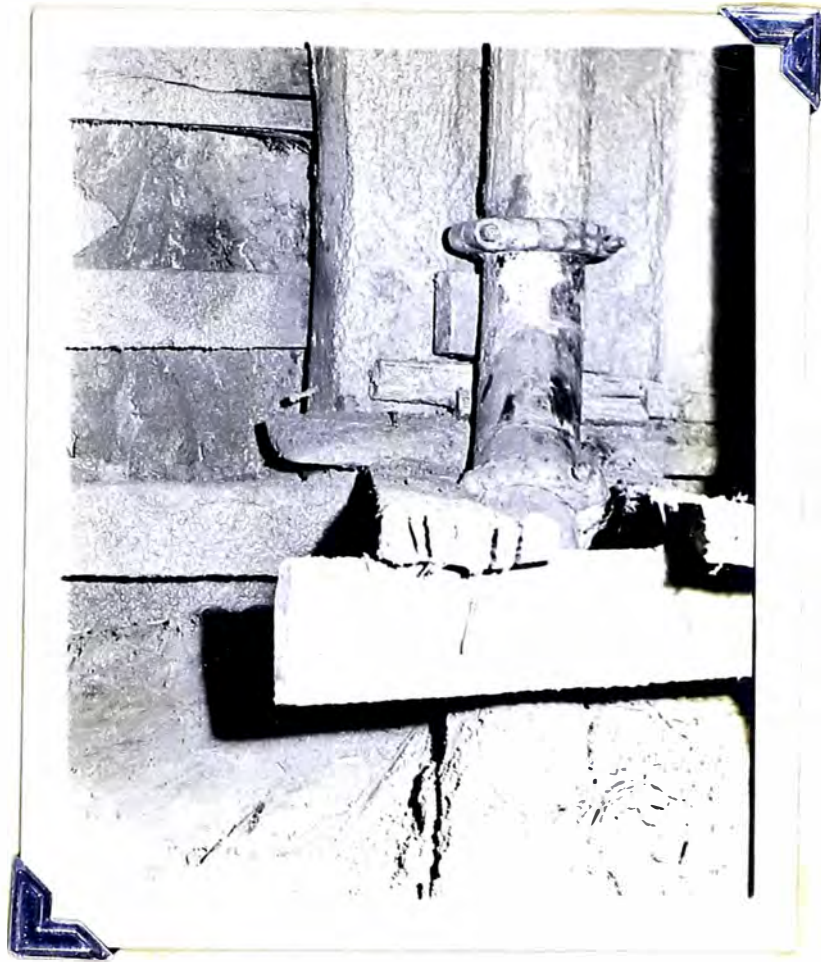




**Tubería troncal pasando debajo de
la línea decauville**



**Tubería en un Dedo con abrazadera como
seguro**



Seguro de madera en un cambio de dirección



Seguros de madera en un subnivel

rias tienen 20' de longitud, salvo en las inflexiones o cambios de dirección donde se emplean tuberías curvas de pequeñas dimensiones comprendidas entre 1' y 5'; en cambio en los Dedos, subniveles y tajeos, los tubos por lo general tienen 10' de longitud, existiendo además tuberías de varias dimensiones, las que son empleadas para las instalaciones más variadas según requiera cada labor por rellenarse; para hacer las inflexiones se emplean codos de 90° , 135° y 150° , siendo éstos tres tipos de codos suficientes para hacer cualquier cambio de dirección.

Las tuberías en las Galerías, cuando las instalaciones son rectas no necesitan ningún tipo de seguro, en cambio cuando las inflexiones son mayores de 20° éstas son aseguradas mediante el empleo de blocks; en los Dedos o chimeneas de materiales las tuberías son aseguradas con abrazaderas o con tablas, en cambio en los subniveles y tajeos los seguros son íntegramente de tablas, debido fundamentalmente a que éstas instalaciones son temporales.

Como ya se ha manifestado anteriormente, la mezcla se desplaza por las tuberías que están en las Calerías con presiones comprendidas entre 50 lbs/pulg² y 90 lbs/pulg² siendo las presiones mayores en los Dedos, subniveles de operación y tajeos debido a la caída de la mezcla desde la Calería hasta el tajeo; por lo tanto es de importancia que los seguros estén bien hechos, para evitar el desengrapado de las tuberías; los seguros empie-

zan en el cambio de la Calería al Dedo, luego en cada pieza de tubería debe colocarse por lo menos un seguro, sobreentendiéndose que en la entrada a los tajeos los seguros deben ser mejor hechos, además éstos son en mayor número debido a dos factores, primero a que las presiones son mayores que en las galerías y segundo a que las piezas son en mayor número, ya que éstas son pequeñas para hacer la instalación en el lugar deseado.

El problema más agudo que se presenta en las tuberías es el desgaste por abrasión el cual se manifiesta en los cambios de dirección, vale decir en los codos; las soluciones que hemos optado actualmente son las siguientes :

a.- Cuando el agujero recién se manifiesta, éste es bloqueado empleando yute y cuñas.

b.- En caso que el agujero sea más grande, éste se tapa con jebe y amarres de alambre, posteriormente se le coloca una abrazadera de 4" de ancho.

c.- Finalmente, cuando ninguno de estos elementos evitan la fuga de la mezcla, se opta por cambiar el tubo o soldar el mismo.

Realmente éstas operaciones se realizan para evitar pérdidas de tiempo, ya que cambiar a otra labor demora más de 30 minutos llegándose a veces a 50 minutos.

Otro problema que se tiene, pero que no es muy frecuente es el desengrampado de las tuberías, éstas por lo general se presentan en los codos, y se debe al impac-

to que sufren éstos cuando la mezcla cambia de dirección; por lo tanto es importante controlar el engrampado en los codos sobre todo los seguros, de tal manera que la tubería no presente ningún movimiento.

El atoramiento de las tuberías es otro problema que se tiene que afrontar, las causas principales para que ocurran los atoramientos son:

- a.- Tuberías sucias.
- b.- Bomba sucia.
- c.- Presión de aire inadecuada.
- d.- Arena demasiada gruesa.

Las tuberías a veces quedan sucias, por que la descarga está a un nivel superior al de operación, en tales casos, una vez terminada la operación de relleno es menester desengrampar la tubería cerca del tajeo y dejar soplada la tubería, otra práctica que se debe llevar a cabo es que antes de dar por terminado un tajeo o simplemente cambiar a otra labor, terminar una guardia o terminar la loza, la penúltima bombeada debe ser de arena y agua, luego una bombeada de agua y finalmente soplar con aire, pues, los residuos de la pulpa que se queden en la tubería sólo será de arena la cual fácilmente se disgregará al reanudar por el mismo circuito la operación de bombeado

Cuando la bomba está sucia ésta reduce su capacidad y la carga llena completamente la bomba, impidiendo la inyección de aire con la presión adecuada lo que origi

na el atoramiento de la tubería por disgregación de la pulpa, quedando en la tubería sólo la parte más gruesa de la arena; muchas veces el encostramiento de la bomba llega a tapar parcialmente los inyectores de aire reduciendo de esta manera la presión de aire por lo que se produce el atoramiento de la tubería.

Cuando la presión es demasiada baja también se produce el atoramiento de las tuberías, para evitar el atoramiento por este factor, es necesario disponer de un manómetro en la línea principal de aire y además esté ubicado junto a la bomba, a fin de que el operador pueda verificar la presión antes de proceder a bombear.

La arena al efectuarse el zarandeo se disgrega al formar el talud natural con que se deposita, llegando algunas veces a la mezcladora, sólo la parte gruesa de la arena, en tal caso la carga debe enviarse exenta de cemento y sólo $1/4$ de la capacidad de la bomba.

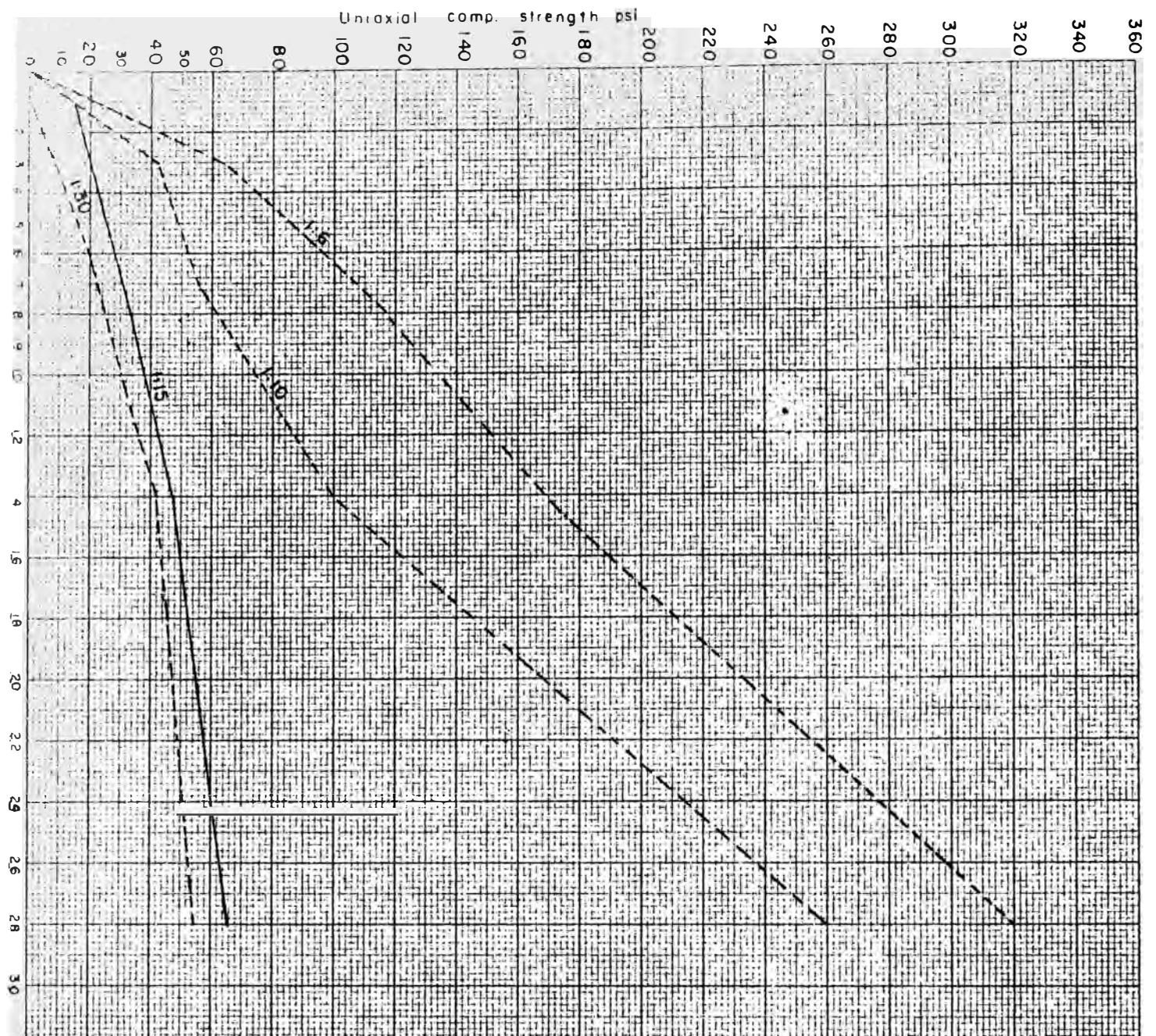
Estas medidas simples deben llevarse a la práctica a fin de evitar los atoramientos, ya que éstos en primer lugar suscitan pérdidas de tiempo y además ensucian las galerías.

4.- Mezclas

Las mezclas emplean 3 elementos como fundamento y son el cemento a granel tipo ASMT N°1, la arena que posee el análisis de de malla que a continuación se indica:

| | | | |
|-------|-------|-----|-------|
| + 3/4 | + 1/2 | 85 | 4.69 |
| - 1/2 | + 3/8 | 162 | 8.94 |
| - 3/8 | + 4 | 375 | 20.69 |
| - 4 | + 8 | 244 | 13.46 |
| - 8 | + 12 | 101 | 5.58 |
| - 12 | + 16 | 88 | 4.86 |
| - 16 | + 20 | 107 | 5.90 |
| - 20 | + 35 | 187 | 10.33 |
| - 35 | + 48 | 152 | 8.39 |
| - 48 | + 65 | 141 | 7.78 |
| - 65 | + 100 | 170 | 9.38 |

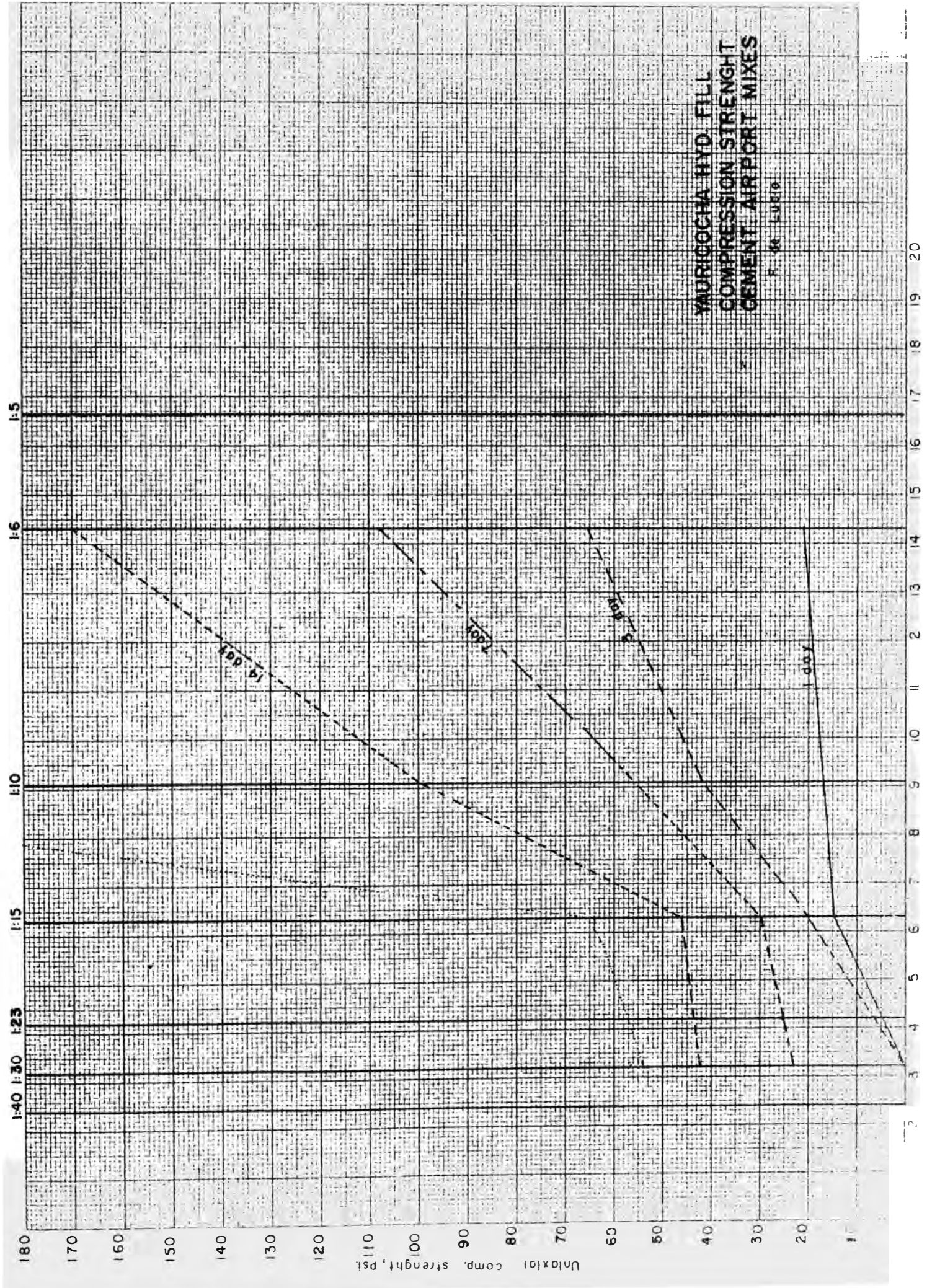
Finalmente el agua que se emplea es potable; además de estos elementos no se emplea ningún tipo de



YURIGUCHA HYD FILL
 COMPRESSION STRENGTH
 CEMENT-AIRPORT MIXES
 E. de Landa

Handwritten signature

10x10 TO 1/16" CM



reactivos sean éstos acelerantes o floculantes, con los elementos de la mezcla se obtiene un fraguado aceptable en 24 horas. La mezcla normal tiene un porcentaje de sólidos comprendido entre 70% y 75%; el porcentaje de agua aumenta a veces debido a que la arena ocasionalmente se presenta con un porcentaje alto de gruesos y el porcentaje de ésta disminuye cuando la operación exige que la mezcla sea más densa en estos casos es cuando se rellena subniveles. El peso específico promedio de la mezcla es de 2.6 Tn/m^3 .

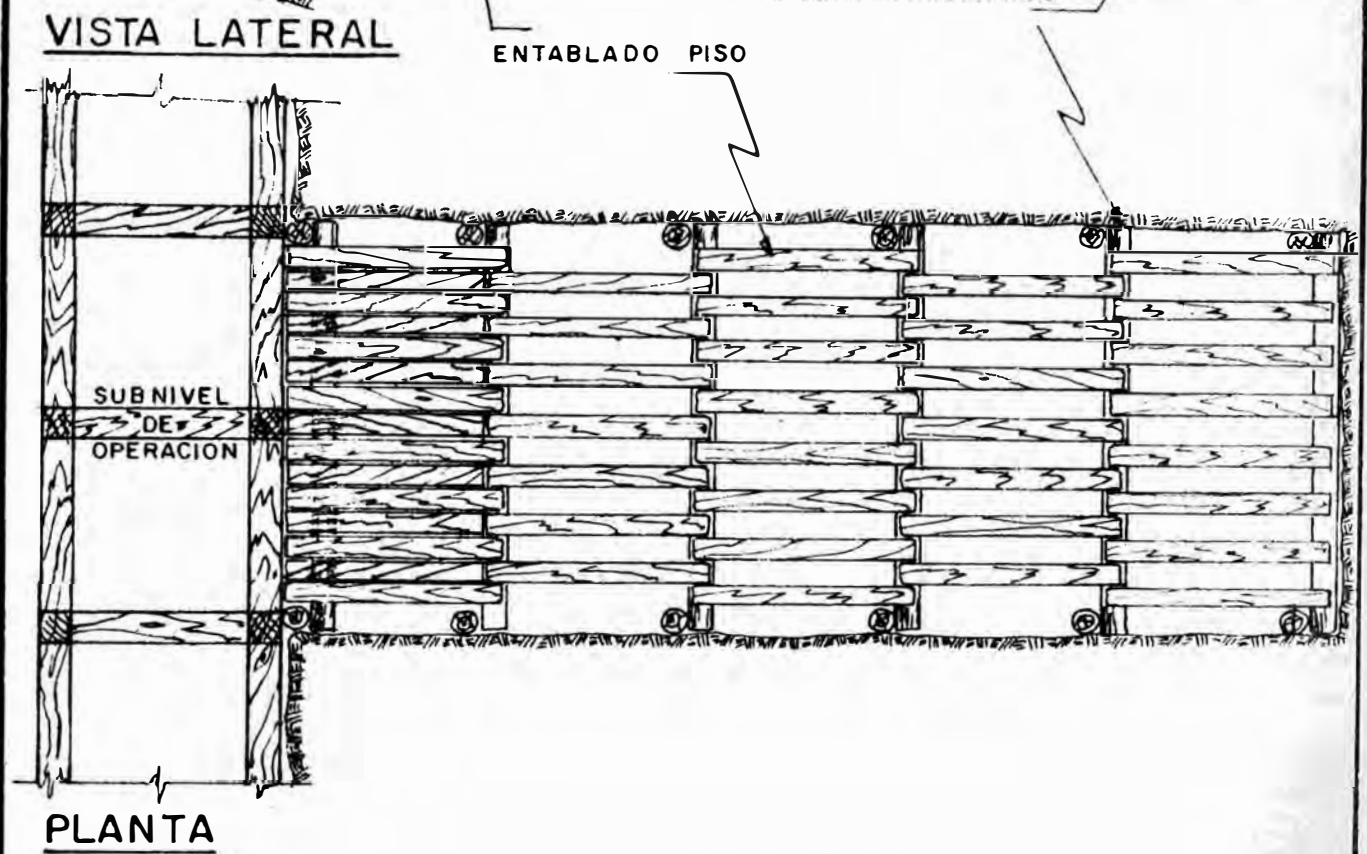
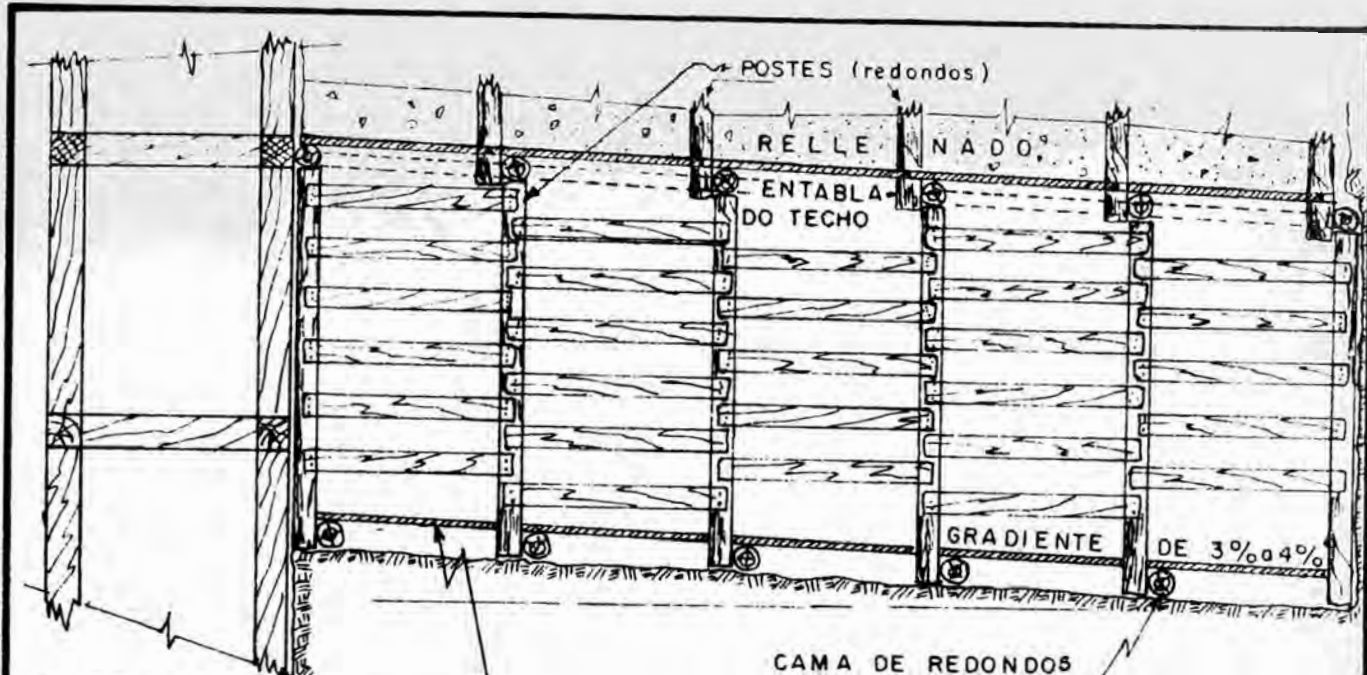
Las mezclas que se emplean son de ~~1:10~~ ^{1:10} y ^{1:20} entre cemento y arena, la primera es llamada mezcla rica mientras que la segunda es llamada pobre, los esfuerzos uniaxiales a los 14 días de haber sido depositados son de 100 lbs/pulg^2 para la mezcla rica y de 74 lbs/pulg^2 para la mezcla pobre, los esfuerzos aumentan a medida que pasa el tiempo según se puede apreciar en los cuadros adjuntos de un estudio realizado por el Ing^o Felipe de Lucio.

5.- Preparación de un tajeo

Una vez que el minado de un tajeo ha quedado concluido, se procede a la preparación del tajeo para que pueda ser rellenado ; para lo cual sucesivamente se ejecutan las siguientes operaciones:

- a.- Tendido de los cables.
- b.- Colocación de los redondos.
- c.- Entablado del piso.
- d.- Entablado lateral.
- e.- Entablado frontal.
- f.- Enyutado del tajeo.
- g.- Instalación de la tubería.

a.- Los cables que han quedado en el techo son extraídos y colocados en el piso del tajeo en preparación, estos cables son torones del cable en desuso de la wincha principal; los cables son tendidos a lo largo del tajeo y van a una distancia de 5', por lo tanto cada uno de ellos es colocado a $2\frac{1}{2}$ ' del extremo lateral del tajeo; como prin



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

PREPARACION DE UN TAJEO PARA RELLE
 NO ENTABLADO COMPLETO.

| | |
|---------------------------------------|-----------------------------------|
| CLAUDIO ABRAHAM COLOQUE BALLADARES | ESCALA: 1:60 FECHA: JULIO 1974 |
|---------------------------------------|-----------------------------------|



Relleno y enrejado lateral



Enrejado frontal y relleno

La característica de estos cables se debe decir que ellos son colocados libremente, llevando en el extremo final del tajeo un amarre simple en el último redondo del tajeo; la finalidad del amarre es que el cable no se desplace en el momento de realizarse el rastrillado del mineral, especialmente cuando el minado está por concluirse.

b.- Los redondos de la cama son colocados perpendicularmente a la dirección del tajeo y a una distancia de 5' de centro a centro entre uno y otro redondo, estos no poseen ningún tipo de espigado; es norma comenzar a colocarlos comenzando del extremo final del tajeo, esta práctica es realizada a fin de evitar que parte del mineral que sale de las rasps se quede en el tajeo dificultando la buena distribución de la loza del relleno; por lo tanto a medida que se va avanzando con la colocación de los redondos de la cama, el excedente del mineral es rastrillado hacia el subnivel principal. Los redondos deben colocarse al mismo nivel que los redondos del tajeo adyacente, de esta manera se evitará tener tajeos con techos desnivelados lo que dificultaría el relleno a techo; los extremos de los redondos deben pegarse a los extremos de los redondos del tajeo adyacente, de esta manera se evitará los posibles fallamientos que se puedan producir en el relleno en los límites de los tajeos rellenos.

c.-El entablado del piso es realizado con tablas de 2" x 6" x 5' y son colocadas alternadamente siendo

ellas clavadas en ambos extremos, las tablas son colocadas a una luz de 6" entre tabla y tabla; en el primer cuadro del tajeo el entablado debe ser completamente cerrado se realiza esta práctica debido fundamentalmente a que en este primer cuadro existe un plano inclinado que sirve para facilitar la caída del mineral, al colocar el entablado cerrado se evitará que el yute se rompa por la presión hidrostática del relleno; en el segundo cuadro las tablas no deben clavarse, pues, estas serán clavadas después de que el yute haya sido colocado.

d.- El entablado lateral es también realizado con tablas de 2" x 6" x 5' y son colocadas alternadamente, estas si son clavadas en su totalidad sin quedar ninguna tabla libre; una práctica importante es que se debe colocar una hilera de tablas continuada en la parte superior del tajeo, esta sirve para asegurar el yute y de esta manera se evita la fuga del relleno fuera de los límites del tajeo, otra práctica importante es realizar el entablado hasta la parte final del tajeo, ya que muchas veces el último poste del tajeo no es colocado quedando de esta manera una cara libre. Obviamente que el entablado sólo debe hacerse cuando se tiene mineral a los costados del tajeo; por lo tanto cuando un tajeo entra con mineral en los costados, el entablado se realizará en los dos límites laterales del tajeo, cuando el tajeo es un pilar el entablado lateral es eliminado en su totalidad; el límite final del tajeo no lleva entablado por no ser necesario, pues, cuando el tajeo que corresponde al mismo

panel pero que es del Area límite, el relleno del primer tajeo se encontrará bien fraguado.

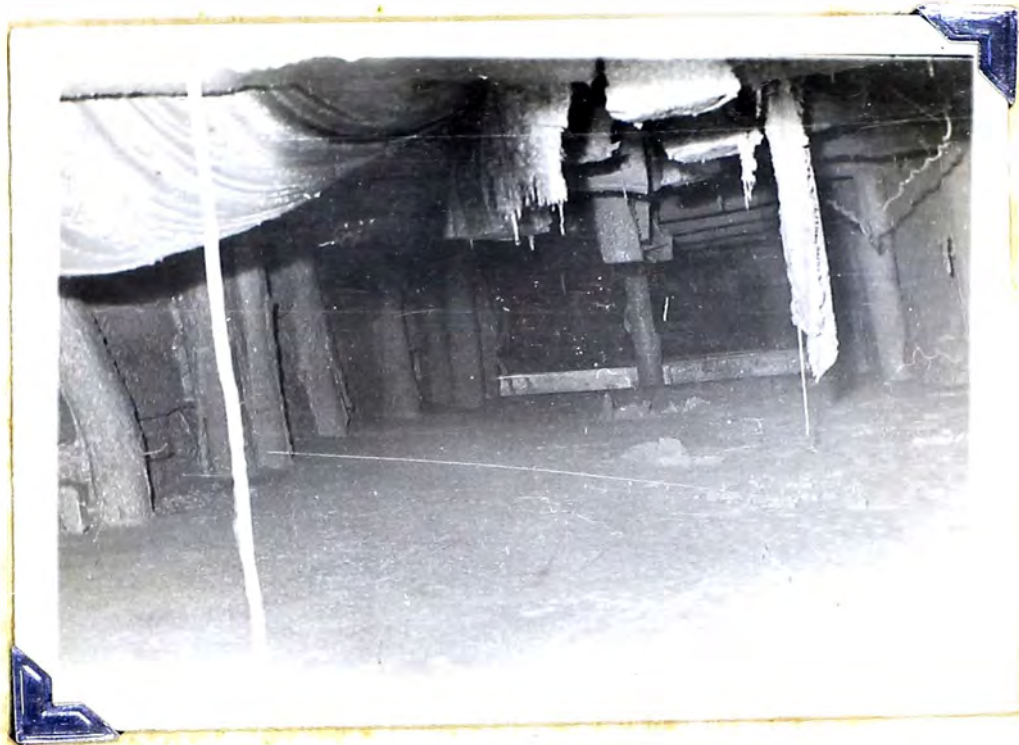
e.- Finalmente para cerrar el tajeo se realiza el entablado frontal, el cual es realizado de la misma manera que el entablado lateral; debe indicarse que las tablas empleadas para el entablado frontal deben estar en buenas condiciones, ya que si alguna de ellas falla la fuga del relleno irá al subnivel principal mezclándose con el mineral lo que en primer lugar diluirá la ley del mineral y segundo traería trastornos en la operación como por ejemplo ensuciar las winchas o dificultar el rastrillaje en el subnivel principal.

f.- El enyutado del tajeo es realizado con tejido de polypropileno de 2 m. de ancho, el enyutado es realizado por lo general colocando una sola pieza a lo largo de todo el tajeo esto ayuda a controlar el desplazamiento del yute debido a la presión hidrostática del relleno, por supuesto cuando el yute no es de una sola pieza éste es piezado, siendo el desplazamiento entre ambas piezas de por lo menos 2', los extremos del empate son asegurados en las tablas y/o postes con clavos de 3"; al realizar la colocación del yute en primer lugar se pone la carrera inferior, seguidamente se coloca la carrera superior esta última debe ir sobre la primera carrera es decir que el empalme de la segunda carrera debe estar sobre la primera, al realizar el empalme de esta manera se evita las fugas del relleno ya que el empalme será sellado

con la presión hidrostática del relleno; si se realiza el empalme a la inversa de la indicada la fuga será inminente, pues, el mismo relleno desplazará el yute hacia el interior del tajeo. El enyutado frontal debe ser realizado en forma independiente del enyutado lateral, de esta manera se podrá controlar la fuga del relleno en caso de que el yute lateral se cuelgue y/o rompa o cuando alguna tabla se rompa. El enyutado debe realizarse hacia los límites del tajeo que tienen mineral, por supuesto que el enyutado frontal siempre debe ser colocado, en el piso no se colca yute salvo en los 10' del comienzo del tajeo; existen algunas salientes en los tajeos como son por ejemplo los ángulos para asegurar los subniveles hacia el tajeo o algún poste de refuerzo y la misma entrada de la tubería hacia el tajeo, en estos casos a dichas salientes se les envuelve con un pedazo de yute a fin de evitar fugas de relleno por estos lugares, colocar estos pedazos de yute es importante, ya que cuando se presentan las fugas por estos sitios su control por la parte externa se hace difícil, se debe anotar que los retazos son colocados por la parte interna del tajeo. Otra práctica que debe tenerse en cuenta es que el yute debe ser colocado ligeramente suelto, pues, si éste es colocado templado se romperá fácilmente; además el yute debe ir asegurado tanto en las tablas como en los postes evitándose de esta manera su desplazamiento.

g.- Para concluir la preparación del tajeo a fin

de que pueda ser rellanado, se procede a la instalación de la tubería, ésta por lo general es instalada hacia el lugar preciso de la descarga con el empleo de elementos pequeños comprendidos entre $\frac{1}{2}$ ' y 6' de longitud, a estos elementos los llamamos niples cuando son rectos, codos cuando son curvos o eles cuando ellos son angulados; la instalación de la tubería hacia el tajeo tiene dos variantes: primero, instalación para una sola etapa, en cuyo caso ésta sólo debe llegar hasta la entrada del tajeo; este tipo de instalación se realiza para tajeos que tienen una longitud máxima de 55'; segundo, instalación de tubería para tajeos cuya longitud es mayor que 55', como en nuestro caso los tajeos tienen hasta 120' de longitud como máximo, éstos los rellenos en dos etapas, pues, la experiencia nos ha demostrado que el relleno de una sola etapa en tajeos mayores de 55' de longitud el relleno a techo es deficiente quedando muchas veces aberturas hasta de 2'. Para realizar el relleno en dos etapas se procede de la siguiente manera; Primero, se hace la instalación de la tubería sólo hasta la entrada del tajeo, con ella se procede a echar la loza o mezcla rica hasta una altura de 4'. Segundo, es menester dejar que la loza fragüe por lo menos 24 hrs., a continuación se prepara la barrera en la que se coloca yute frontal, y la instalación de la tubería se prolonga desde la entrada del tajeo hasta la barrera, de la entrada del tajeo hasta 10' o 15' se coloca tubería de acero el resto de la tubería hasta la barrera es de plástico, la tubería de plástico se emplea de



Tajeo rellonado, con loza



Entablado del piso

bido a que es más manuable por su menor peso; una vez asegurada la tubería se procede al rellenado de la primera etapa. Tercero, una vez concluido el relleno de la primera etapa, se extrae la tubería hasta la entrada del tajeo.

Indudablemente que estas dimensiones serán variadas de acuerdo a mejoras que se consigan realizar; actualmente se ha procedido a darle una pendiente de 2% a los tajeos a fin de conseguir rellenar de una sola etapa longitudes mayores que 55'.

CONCLUSIONES

A las siguientes conclusiones se ha llegado de la comparación entre los métodos de Corte y Relleno Descendente y el Conjunto de Cuadros:

1.- El método de Corte y Relleno Descendente el cual emplea relleno con cemento es de un costo menor que el método de Conjunto de Cuadros el que emplea relleno convencional; siendo el primero S/.261.20 más barato que el segundo, las principales razones que influyen en el menor costo resultante son las siguientes:

a.-La eficiencia de minado en el método de Corte y Relleno Descendente es mayor que en el método de Conjunto de Cuadros.

b.- Debido a que en el minado y reparaciones del método de Corte y Relleno Descendente se emplea menor cantidad de madera que en el método de Conjunto de Cuadros.

c.- Con el primer método se ha eliminado el mantenimiento de las Calerías y Chimeneas que eran empleadas exclusivamente para el transporte de relleno convencional.

d.- Se ha reducido el número de chimeneas para extracción de mineral.

2.- La eficiencia en el método de Corte y Relleno Descendente es de 10 Tn/Hombre-guardia, en cambio en el método de Conjunto de Cuadros es de 8 Tn/Hombre-guardia .

3.- La dilución del mineral debido a los desprendimientos del relleno es menor en el método de Corte y Relleno Descendente que en el método de Conjunto de Cuadros, siendo en el primero menor que el 2% y en el segundo mayor que el 3%.

4.- La recuperación del mineral en ambos métodos es altamente eficiente afirmándose que llega al 99%; pero en el método de Corte y Relleno Descendente los costos son más bajos debido a que en el método de Conjunto de Cuadros se presentan derrumbes y la recuperación del mineral en las zonas derrumbadas es de un costo alto.

5.- La mayor ventaja del método de Corte y Relleno Descendente frente al de Conjunto de Cuadros estriba, en que el primero es mucho más seguro que el segundo, pues existen las siguientes razones:

a.- Se ha eliminado prácticamente los accidentes por caídas de rocas.

b.- Se ha conseguido estabilizar el terreno, debido al trabajo realizado por el relleno con cemento.

c.- Se ha eliminado la posibilidad que se produzcan incendios.

d.- Con el empleo de relleno con cemento se ha eliminado los derrumbes que se producían en los rellenos

del método de Conjunto de Cuadros.

e.- La acumulación de gases en los rellenos se ha eliminado totalmente.

6.- El tránsito se ha descongestionado debido a la eliminación de los convoyes que transportaban relleno y además por que se transportaba madera en menor escala.

En cuanto a la aplicación del método de Corte y Relleno Descendente, el cual emplea relleno con cemento se debe decir:

1.- Es aplicable en cuerpos mineralizados de potencia variable; siendo el método más eficiente, cuando el cuerpo tiene un ancho mayor de 30'.

2.- La dureza de las cajas tiene poca influencia, pero donde los resultados son excelentes, es en los cuerpos mineralizados con cajas sueltas ya que el relleno cementa las cajas y consigue su estabilidad.

3.- La inclinación del cuerpo no representa ningún inconveniente; siendo la aplicación del método más ventajoso cuando el cuerpo tiene inclinación comprendidas entre 30° y 60° , ya que parte de la loza descansará sobre la caja piso.

4.- Su principal aplicación está en los cuerpos mineralizados que poseen el mineral sumamente suave, así como en terrenos movidos o para recuperar mineral de zonas derrumbadas.

Finalmente se debe afirmar que el método Corte y Relleno Descendente, dado los buenos resultados obteni-

dos puede ser variado a otro mucho más eficiente, cuyas dimensiones serían mayores y en el cual se emplee equipo motorizado. Esta variante puede tomar el nombre de Corte y Relleno Mecanizado.

BIBLIOGRAFIA

| | |
|--------------------------|---|
| Teoría del Planeamiento | Preston F. Le Breton y Dale A. Henning |
| Economía Minera | Theodore Jesse Hoover |
| Control de la Producción | Franklin G. Moore |
| Explotación de Minas | V. Vidal |
| Mining | B. Boky |