

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA,
MINERA Y METALURGICA**



**HACIA UNA OPTIMA APLICACION DEL METODO
DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE**

T e s i s

PRESENTADA POR:

JORGE CORREA FALEN

PARA OPTAR EL TITULO DE INGENIERO DE MINAS

Promoción 1963

Lima - Perú

1975

A MIS PADRES

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

Desde que comenzó a aplicarse en Yauricocha , el método de Corte y Relleno descendente ha experimentado una serie de modificaciones.

Se puede decir que el de hoy es un pálido reflejo del trabajo que se hacía en el año 1970, cuando comenzó a implantarse . En parte esto se debe a la introducción de un sistema de bombeo para el relleno , en parte a modificaciones en el mismo método.

En todo caso los cambios en la aplicación del método fueron hechos buscando una mejora del mismo. Unas veces los resultados fueron positivos, otras , se tuvo que dar marcha atrás , como cuando se optó por usar cuadros formados por tubos como postes y una riel como sombrero en el sostenimiento de subniveles.

La idea era recuperar los tubos . La practica nos demostró que esto de recuperar los tubos era demasiado laborioso y antieconómico : 4 hombres - guardia , en promedio por cada tubo.

Lo que mas adelante se expone está basado en gran parte en el diario trabajo de supervisión y tango ple

na confianza que , de ponerse en práctica las recomendaciones que se plantean , el método puede experimentar aún , un cambio provechoso.

INDICE GENERAL

	Página
INTRODUCCION	III
CAPITULOS	
GENERALIDADES	1
1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
2. ORGANIZACION GENERAL DE TAJEOS	2
2.1. Descripción del método	2
2.2. El relleno hidroneumático	4
II METODO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE	6=
1. PREPARACIONES	6
1.1. Galerías de base-cruceos	6
1.1.1. Perforación y voladura	6
1.1.2 Limpieza	7
1.1.3 Sostenimiento	3
1.2. Chimeneas	9
1.2.1 Perforación y voladura	10
1.2.2 Sostenimiento	10
1.3. Subniveles y "dedos"	11
1.4. Corte Inicial	12
1.4.1 Ancho y altura de tajeado	13
1.4.2 Perforación, voladura, limpieza y sostenimiento ..	13
1.4.3 Preparación para el relleno	

	Página
1.4.4. Rellenaje	15
2. EXPLOTACION	16
2.1 Disposición del frente	16
2.2 Perforación y voladura	16
2.3 Sostenimiento	17
2.4 Limpieza	18
2.4.1 En los tajeos	18
2.4.2 En los subniveles	19
2.5 Preparación para el relleno	19
2.5.1 Limpieza del mineral remanente	19
2.5.2 Tendido de redondos	20
2.5.3 Enrejados - Entablados	20
2.5.4 Colocación de yute	20
2.6 Rellenaje	21
3. SUPERVISION	22
III ANALISIS TECNICO - ECONOMICO DEL METODO .	24
1. EFICIENCIAS OBTENIDAS	24
2. COSTOS	27
IV HACIA LA MEJORA DEL METODO	38
1. OBJETIVO	38
2. COMPARACION DE EFICIENCIAS Y COSTOS CON EL METODO DE CONJUNTOS DE CUADROS	39
3. D ONDE ATACAR : PREPARACIONES ,EXPLOTACION	49
3.1 Etapa de preparaciones	49

	Página
3.1.1 Implicancias del método	49
3.1.2 Localización del crucero de extracción	50
3.1.3 La chimenea de extracción	52
3.1.3.1 Su sostenimiento e inconveniencias	53
3.1.3.2 Necesidad de una chimenea adicional	54
3.1.4 Los subniveles de extracción	55
3.1.5 Localización de los "dedos" de extracción	57
3.2 Etapa de Explotación	58
3.2.1 Hacia una Mínima Longitud de Tajeado y algunos criterios para determinar una Longitud Máxima.	59
3.2.2 Control del ancho del tajeo, línea de centros , altura de perforación	63
3.2.3 La restricción en la limpieza y su posible solución	65
3.2.4 Problemas en el rellenaje y posibles soluciones .	72
3.2.4.1 Dilución	73
3.2.4.2 Relleno al techo	74
3.2.4.3 Escapes	75
3.2.5 Disminución de la cantidad de madera en el soporte de tajeos	76
CONCLUSIONES	78
RECOMENDACIONES	81
ANEXO	84
BIBLIOGRAFIA.	87

C A P I T U L O II

GENERALIDADES

1 - PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la operación de éste método de explotación, existen una serie de aspectos que, considero, necesitan ser mejorados.

Estos aspectos afectan las etapas tanto de preparación como de explotación. Se ha sistematizado este trabajo, entonces, exponiendo primero la forma como se vienen realizando las operaciones, para después, en una segunda parte, plantear los problemas que se presentan y sus posibles soluciones.

Tanto en la primera como en la segunda parte de este trabajo se comienza enfocando la etapa de preparaciones para terminar con la etapa de explotación.

Los problemas que se plantean se exponen en el capítulo IV, "Hacia la mejora del método". Aquí se discuten los pormenores de los mismos para a continuación pasar a plantear las posibles soluciones.

2 - ORGANIZACION GENERAL DE TAJEOS

A diferencia de los tajeos de Conjuntos de Cuadros en que cada uno constituye una unidad independiente , en el método de Corte y Relleno Descendente , salvo muy raras excepciones los tajeos se agrupan en las llamadas áreas de trabajo.

Esto ofrece una enorme ventaja en cuanto a supervisión se refiere , así como también en el suministro de materiales y servicios.

Cada área , dependiendo del tamaño del cuerpo mineralizado , implica la operación simultánea de no menos de tres tajeos , todos los cuales tienen una extracción común.

Cualquiera de estos tajeos en operación simultánea ; al terminarse un corte , cuenta con su tajeo de reemplazo . Esto puede verse fácilmente en la figura 5 , correspondiente a una de las áreas en operación.

2.1 Descripción del método.

Se inicia un área , rompiendo la totalidad del piso superior , operación que se lleva a cabo con Conjuntos de Cuadros. Todos los tajeos de este piso superior , están dotados , para su soporte , de cuadros estándar de 5" x 5" x 7".

En realidad, el piso superior de un área corresponde al crucero del nivel inmediato superior al nivel de extracción. En este caso, este crucero del nivel superior cumple las funciones de un subnivel en cuanto a acceso a los diferentes tajeos del área. El mineral roto se descarga, a través de los "dedos" al subnivel previamente trazado unos pisos más abajo, para su restrillaje a los carros de mineral

La rotura del piso superior corresponde a la etapa de preparaciones. Una vez extraído y rellenado totalmente el piso superior, se procede a extraer en bajada, los pisos inferiores. Se entra en la etapa de explotación propiamente dicho.

En esta etapa, el soporte temporal está dado por redondos de 6" de diámetro y 10" de longitud instalados a 5' de luz entre sí a lo largo del tajeo, uno a cada lado.

En todo momento, los operadores estarán parados sobre mineral y debajo de una loza de relleno. Los "dedos", después de haber servido directamente a un tajeo se van ampliando, en la medida que sea necesario para permitir el flujo del mineral proveniente del tajeo adyacente al subnivel de extracción. Todos y cada uno de los tajeos tienen una sección transversal cuadrada de 10' x 10'.

2.2. El relleno hidroneumático

Se emplea arena proveniente de una fuente natural y cemento a granel (Portland ASTM # 1). La arena se clasifica mediante un cedazo vibratorio que elimina los tamaños mayores a una pulgada.

La descarga del cedazo vibratorio, inferior a una pulgada, se lleva a las tolvas de dosificación para su mezclado con el cemento.

El cemento, transportado a granel y almacenado en un silo se lleva a las tolvas de dosificación mediante una faja transportadora.

La dosificación cemento - arena en las tolvas es automática ya que estas están dotadas de un sistema de balanzas tipo báscula que cierran el pase de la alimentación una vez que se ha alcanzado una carga fijada de antemano.

La relación cemento - arena es de 1:10 para el vaciado de la loza de 3' de altura, mientras que para la altura restante del tajeo se emplea una relación de 1:20.

Una vez hecha la mezcla, la pulpa, por gravedad y mediante una tubería de 6" de diámetro, se descarga a la bomba neumática ubicada en el interior de la ma

na . Esta bomba , de una yarda cúbica de capacidad, nos permite llevar la pulpa a los diferentes tajeos mediante tuberías de 6" de diámetro.

La presión de aire para el bombeo no debe ser inferior a las 50 libras por pulgada cuadrada so pena de atarzar todo el sistema de tuberías.

C A P I T U L O I I I

METODO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE

1 - PREPARACIONES

1.1. Galerías de base - Cruceros.

Las galerías de base o cruceros se ubican, de una manera general, en la parte media del cuerpo mineralizado al cual atraviezan de caja a caja. Tienen una sección transversal de 8' x 8'. Se abren a partir de una galería principal que se desplaza paralelamente al rumbo del cuerpo mineralizado y fuera de este.

La ubicación de estos cruceros tiene singular importancia ya que los subniveles superiores de preparación deberán ser paralelos a éstos para así obtener una extracción total y sin problemas del mineral.

1.1.1. Perforación y voladura.

El trabajo de perforación y voladura lo realizan un encargado y su ayudante en cada guardia. Normalmente trabajan dos guardias por día.

Se emplean perforadoras Ingersoll Rand del tipo J.A. 300A, las cuales demandan un consumo de 195 pies cúbicos/

minuto a razón de 90 libras/pulgada cuadrada de presión .

De acuerdo a la dureza del terreno, se utilizan los cortes pirámide con 3 taladros o corte quemado con 5 y 6 taladros, tal como se muestra en la figura.(1)

Los taladros se cargan con dinamita de 45% y cada uno lleva un promedio de 6 cartuchos con una guía de 6 pies de longitud provista de un fulminante # 6 . En el otro extremo de la guía se coloca un conector.

Un cordón de ignición que enlaza , en el orden apropiado , todos los conectores , permite un encendido bajo óptimas condiciones de seguridad.

El cordón de ignición arde a razón de 20 segundos/pie mientras que la guía de seguridad lo hace a 45 segundos/pie.

1.1.2 - Limpieza.

La limpieza de frontones se efectúa con una pala neumática Eimco. Puede ser del tipo 21 o del tipo 123. Estas máquinas demandan un mínimo de 70 pies cúbicos de aire/minuto a una presión no menor de 50 libras/pulgada cuadrada.

Los carros mineros , de 2 toneladas cada uno, se cargan en 2 minutos cuando se emplea una pala 12B , o en 1.5 minutos si se usara una pala tipo 21.

La operación toma aproximadamente 3.5 horas.

1.1.3 - Sostenimiento.

De una manera general , el sostenimiento de galerías está dado por arcos de acero , al menos en un 30%. Se trata de estructuras metálicas de tres piezas: dos postes y un sombrero con sus correspondientes accesorios . Estos últimos son un conjunto de dos estribos , que son los que permiten un ajuste inicial entre el sombrero y los postes y dos abrazaderas con sus respectivas chavetas o pasadores con las que se hace el ajuste final.

Los postes van apoyados sobre plantillas de acero y estas a su vez se asientan sobre bloques de madera de 10" x 10" x 12".

En las zonas de presión excesiva se emplean soleras completas de 10" x 10" x 90".

Estos arcos , al aumentar la presión del terreno, tienen la propiedad de fallar gradualmente a la fricción entre el sombrero y los postes proporcionando así un medio de control visual del comportamiento de la estructura . Esto a su vez ,

permite adoptar las precauciones del caso y reemplazar , con la debida anticipación , el arco fallado.

Cabe anotar que resulta más fácil cambiar un arco en estas condiciones que deshacerse de un cuadro de madera con elementos de 10" x 10" de sección transversal . Por otra parte , los arcos que han sufrido la deformación de sus elementos se reconstituyen en frío en una prensa hidráulica para ser usados nuevamente .

En ciertos casos se emplean cuadros cónicos de madera de 8' de altura, siendo la sección transversal de sus elementos de 10" x 10".

La instalación de tuberías y rieles está a cargo de un tubero y un carrilano que trabajan en equipo ; dos electricistas se encargan del tendido de la línea de trolley.

1.2. - Chimeneas.

Las chimeneas se levantan a partir de los cruceros . Constan de un hechadero y un camino y tienen una sección transversal de 10" x 5". El camino va provisto de un compartimiento de 24" x 24" de sección para el izaje de madera.

Como medida de seguridad , el camino se ubica hacia la salida del crucero.

1.2.1 - Perforación y voladura.

Este trabajo se lleva a cabo con máquinas Ingersoll Rand del tipo JR38 . Se perfora y dispara un solo compartimiento cada vez , empleando para ello barrenos de 2' , 4' , 6' y 8' sucesivamente. De acuerdo a la dureza del terreno se emplean los cortes pirámide o corte quemado . En promedio , cada taladro se carga a razón de un cartucho por pie y lleva una guía de seguridad de 3 pies de longitud . El disparo se realiza mediante una guía de ignición enlazada a conectores.

Cada vez que se hace un disparo , el camino se protege con una rampa entablada en el frente de manera que toda la voladura precipite hacia el hechadero.

Una conexión en la línea de aire proporciona ventilación antes y después de cada disparo.

1.2.2 - Sostenimiento.

A medida que se avanza y hasta comunicar la chimenea al nivel superior , el sostenimiento se dá con conjuntos de cuadros de madera de 5' x 5' x 7' . Una vez comunicada la chimenea se procede a la instalación del sostenimiento especial.

Se trata de formas cilíndricas de fierro de 5/16

pulgadas de espesor , 30 pulgadas de diámetro interior y 60 pulgadas de altura que van centradas en cada uno de los compartimientos de la chimenea. El propósito es contrarrestar la presión del terreno y reducir la labor de mantenimiento.

El espacio que queda entre estas formas cilíndricas y los cuadros se rellena con concreto de mezcla 1/16 cosa que tiene por objeto una repartición uniforme de los esfuerzos.

En el piso 3 de la chimenea se hace una base especial con vigas y concreto armado sobre la cual se estabilizan las formas cilíndricas tanto del echadero como del camino.

1. 3 - Subniveles y "Jedos "

Las chimeneas antes mencionadas constituyen el punto de partida de los subniveles de preparación , los cuales cortan al cuerpo mineralizado de caja a caja.

Estos subniveles tienen 7 pies de altura por 6 pies de ancho. El sostenimiento está dado por cuadros cónicos con solera distanciados 3 pies entre sí . Los elementos de estos cuadros son de 10" x 10"

Estas son las labores a donde se descarga toda la rotura de todos los tajeos en operación en un área y en donde se lleva a cabo el rastrillaje de ese mineral hacia la

chimenea de extracción para su carguío a los carros mineros.

A partir de los subniveles se levantan los "dedos" de descarga de mineral que no son otra cosa que chimeneas de cinco pisos y un solo compartimiento. Estos "dedos" comunican un subnivel al inmediato superior. Se levantan a intervalos de 15 pies entre si y su sostenimiento se hace con cuadros standard de 5' x 5' x 7'.

Los "dedos" nos permitirán entrar a la operación de explotación propiamente dicha. Son los conductos de mineral a los subniveles de rastrillaje antes mencionados. A medida que se desciende con la rotura, estos "dedos" servirán para el tránsito de personal, unos, y, para el suministro de madera, otros, y por último para la instalación de tuberías.

1.4 -- Corte Inicial

Constituye el paso final de la preparación y no es otra cosa que la extracción del primer piso del área de trabajo. Este primer piso es objeto de un cuadrillado total, con cuadros, standard de madera, con el propósito de obtener un sostenimiento óptimo, como veremos más adelante.

1.4.1 Ancho y Altura de Tajeado.

Veamos primero el caso en que por encima del área de trabajo se tiene mineral por extraer. El frente, a partir de uno de los dedos anteriormente descritos, tendrá un ancho igual al de dos cuadros standard, vale decir 10 pies y la altura será la misma que la de estos cuadros, 7 pies.

Con estos dos cuadros se avanza hasta ubicar el contacto del cuerpo. Por lo general, la longitud no excede los 120 pies.

En el caso de que la parte superior ya haya sido extraída, se procede como en la fase de explotación propiamente dicha, cosa que describiremos más adelante.

1.4.2. - Perforación, voladura, limpieza y sostenimiento.

A partir de uno de los "dedos" se practica un desquinche en el frente con un martillo-picador con el propósito de dar a la máquina perforadora el campo suficiente.

A continuación se lleva a cabo la perforación con una máquina Ingersoll Rand del tipo JR 300A. El avance se hace cuadro por cuadro dado lo deleznable del terreno. Hasta los dos primeros cuadros la limpieza se hace mediante lampeo, esto por lo reducido del espacio. Posteriormente se instala una wincha eléctrica

de 10 ó 15 caballos de fuerza provista de un rastrillo de 36 pulgadas. Simultáneamente se van haciendo cortes similares tomando la precaución de dejar entre ellos pilares de mineral de dos cuadros de ancho como soporte temporal. El número de cortes que pueden hacerse simultáneamente dependerá de la longitud del subnivel de preparación.

En el sostenimiento se emplean cuadros de madera estándar de 5' x 5' x 7' , con los que se avanza hasta ubicar el contacto. Estos cuadros se arman con plantilla.

Si la parte superior ya hubiera sido explotada, se procede como en la fase de explotación propiamente dicha. Esto lo veremos más adelante.

1. 4. 3. - Preparación para el relleno.

La preparación se inicia con la limpieza del último disparo. Después de armar el cuadro correspondiente, se procede a abrir canales transversales en el piso en los que se colocan redondos de 6" de diámetro por 10' de largo. Estos redondos se tienden a lo largo de toda la longitud del tajeo según un espaciamiento de 5' entre si. El espacio entre redondos se debe rellenar con el mineral remanente del tajeo, para a continuación entablar el piso.

En el entablado del piso se emplean tablas de 2" x 6" x 5' espaciadas entre si de 3" ó 10" .

Los costados del tajeo se enrejan siempre que se tenga mineral por extraer a los costados. Se emplea el mismo tipo de tablas que para el piso con espaciamentos que no deben exceder los 6".

El frente del tajeo se enreja en forma similar.

A continuación viene el enyutado de la labor. Se emplea un material sintético denominado polipropileno. La parte frontal se enyuta totalmente, mientras que tratándose de los costados, se pone yute allí donde se tienen enrejados. Del piso se enyutan los 5 primeros pies de la parte frontal.

1. 4. 4. - Rellenaje.

Para la operación de relleno se instala la tubería de 6" y se le conecta a la línea principal de relleno. Para tajeos con una longitud alrededor de los 10 cuadros, esto es 50 pies, el relleno se hace en una sola etapa.

En caso de que el tajeo tenga una longitud superior a los 10 cuadros, conviene hacerlo en dos etapas. Para esto se instala la tubería de relleno hasta aproximadamente la mitad del tajeo, en donde se armará una barrera de enrejado y yute. En estas condiciones, se rellena primero hasta esta barrera y después el sector delantero. El propósito es obtener así un relleno hasta el techo. El proceso se repite hasta haber barrido totalmente

con el piso 1 del área en cuestión.

2 EXPLOTACION

Entramos a la fase de explotación una vez que todo el piso 1 ha sido totalmente extraído y relleno.

Se debe tener cuidado que la rotura se haga debajo de un relleno totalmente compactado. Esto último, como se sabe, es un problema de tiempo. Cinco días como mínimo es un tiempo prudencial para considerar como fraguado, o mejor dicho, compactado un relleno y estar en condiciones de entrar por debajo.

2. 1. - Disposición del frente.

La entrada, por debajo de relleno, se hace tomando como centro el límite de dos tajeos adyacentes superiores. La referencia viene a ser el empalme de los redondos tendidos.

A partir de estos emplames se rompe 5 pies a cada lado; se obtiene así un tajeo de 10 pies de ancho.

Se trabaja con una altura de 10 pies.

2. 2. - Perforación y voladura.

Al iniciar un tajeo, es necesario hacer un desquinche con martillos vibradores neumáticos con el propósito de hacer campo suficiente para la máquina perforadora. Provisto este y en

adelante se empleará una Ingersoll Rand JR 300. Eventualmente se emplea un martillo picador neumático, sobre todo cuando se trata de completar y cuadrar el campo.

El uso del Corte Cuña está generalizado, se hace con cuatro taladros tal como se muestra en la figura (2). El promedio de taladros no excede los 20

Como medida de precaución, las alzas se perforan a una distancia no menor de 3 pies del techo para no afectar el relleno superior ni los redondos tendidos. En todos los casos la longitud de cada taladro es de 6 pies.

La voladura se hace con dinamita de 45%. Cada taladro lleva 6 cartuchos. El cartucho de cebo lleva un fulminante # 6 provisto de una guía de 3 pies de longitud. En el extremo exterior de la guía va un conector al que se ata un guía de ignición que enlaza las guías de seguridad de todos y cada uno de los taladros en el orden de encendido apropiado.

En promedio, cada uno de estos disparos rinde 50 toneladas de mineral.

2. 3. - Sostenimiento.

Después de cada disparo y una vez hecha la limpieza se debe dotar al techo expuesto de un soporte temporal. Esto se consigue apuntalando con redondos de 6 pulgadas de diámetro y 10

pies de largo, el redondo tendido en el techo y que trabaja como un voladizo. Los puntales van sentados sobre plantillas de madera y se colocan pegados a la pared del tajeo.

Este es el procedimiento cuando se tiene mineral a los costados. Si a los costados hubiera relleno, no hace falta colocar puntal alguno, el soporte estará dado por el relleno lateral.

La operación, como se comprenderá muy fácilmente, se circunscribe a perforar disparar y limpiar, cosa que se deberá propiamente en lo posible.

2. 4. - Limpieza.

2. 4. 1. En los tajeos

Por razones de espacio, la wincha eléctrica de 10 HP y el rastrillo de cuchilla de 36 pulgadas se instalan recién después del tercer disparo. Hasta entonces la limpieza se hace mediante lampeo.

La polea se suspende de la base de los postes que quedan expuestos por debajo del relleno. Esto sólo para la rotura inmediata inferior al corte inicial.

Tratándose de cortes inferiores, la polea se suspende de unos cables tendidos a lo largo del tajeo, por debajo de los redondos. En este caso se hace uso de un aditamento portapolea

como se muestra en la figura (3)

El mineral en todo caso, se rastrilla hasta los "dedos" en donde, por gravedad, pasa al subnivel de extracción.

2. 4. 2. - En el subnivel.

Como se ha dicho anteriormente, el mineral llega por gravedad al subnivel, en donde, mediante una wincha de 20 HP con un rastrillo de cuchilla de 40 pulgadas se jala hasta la chimenea de extracción.

Debido a la consistencia arenosa del mineral, este no debe acumularse en la chimenea. Existe el peligro de que se compacte. El rastrillero debe por lo tanto, jalar el mineral directamente al carro minero. Esto se consigue empleando un sistema de señales con un semáforo. El semáforo se ubica junto, a la wincha de rastrillaje mientras que el interruptor, en la base de la chimenea de extracción, puede ser accionado por el motorista.

El rastrillero del subnivel descargará mineral sólo cuando el semáforo esté encendido.

2. 5. - Preparación para el relleno.

2. 5. 1. - Limpieza del mineral remanente.

Gran parte del mineral de cada disparo se acumula a los

costados del tajeo. Esto se debe a que el rastrillo tiende a formar un canal por el centro de la labor originando así esta acumulación.

Se hace entonces necesario remover, en parte, este mineral hacia el subnivel de extracción mientras que el restante se empleará para rellenar los espacios entre redondos y obtener así un piso uniforme.

2. 5. 2. - Tendido de redondos.

Al igual que en el Corte Inicial, es necesario abrir unos canales transversales cada 5 pies para el tendido de redondos. Se va tomando como referencia los puntales colocados como soporte temporal, tratando que los redondos tendidos queden a un mismo nivel. Acto seguido se procede a rellenar los espacios entre redondos con el mineral remanente.

2. 5. 3.- En tablados - Enrejados

Esta operación no difiere mayormente de la forma como se llevó a cabo para el caso del corte inicial. El tipo de tablas es el mismo así como también el criterio para enrejar los costados, debiendo estos enrejarse hasta el techo.

2. 5. 4.- Colocación de yute.

Solamente se envutan 5 pies del ~~a la entrada del~~ tajeo. En los costados, el yute debe llegar hasta el techo.

En realidad, se clava al techo debiendo, además, quedar bien pegado a los costados del tajeo, evitando con ello la posible formación de "bolsas" que podrían originar la rotura del yute durante el relleno. La parte frontal del tajeo se enyuta totalmente dejando pase para la tubería de 6 pulgadas.

2. 6. - Rellenaje.

La tubería de 6 pulgadas de diámetro se instala pegada al techo. El relleno se inicia con el vaciado de la loza. Esta última viene a ser una capa de 3 pies de espesor y en la que se emplea una mezcla de 1:10.

En aquellos casos en que el tajeo tenga alrededor de 50 pies de longitud, es posible pasar inmediatamente a la segunda y última fase del proceso sin problema alguno. En esta segunda fase se emplea una mezcla de 1:20. El relleno debe llegar al techo.

Si el tajeo tuviera una longitud muy superior a los 50 pies, la segunda fase deberá hacerse en dos etapas. Para esto será necesario armar una barrera enrejada y enyutada en la mitad del tajeo.

Se rellena entonces la mitad hacia el fondo para, después de retirar parte de las tuberías de 6 pulgadas, terminar relleno la primera mitad del tajeo.

El propósito del rellenaje por etapas es obtener un relleno al techo , ya que en longitudes considerables , la pulpa , dado su alto contenido de sólidos , tiende a formar un talud dejando en el fondo de la labor un vacío hacia el techo que ocasionará problemas de colapso al cabo de cierto tiempo

3 . SUPERVISION

Está demás hablar de la influencia que tiene este factor en el apropiado empleo de un método cualquiera de Explotación de Minas . En realidad , no solo en minería sino en la realización de un trabajo cualquiera.

El Método de Corte y Relleno Descendente no es difícil en cuanto a supervisión se refiere y tal vez es por ello que resulte más fácil cometer errores.

Uno de los problemas radica en el hecho de que el personal entra a la mina a "romper"; y lo que menos le interesa son factores tales como altura de perforación , dirección y ancho de tajeo , por ejemplo , cuando se trata de rotura.

Podemos formarnos una idea de adonde conduce el no poco común descuido de dejar al personal trabajar por su cuenta, si comparamos los planos (4) y (5). Están referi_

dos a una misma área de trabajo.

En el primero se muestra la situación caótica de un área con tajeos con ancho no uniforme. Algunos de los tajeos han sido prácticamente anulados por tajeos adyacentes en los que no se ha observado ni la dirección ni el ancho debidos.

El segundo plano muestra la misma área algunos pisos más abajo , ya corregida . No se trata de una obra perfecta en cuanto a anchos y dirección de tajeos, pero podemos hablar de uniformidad . La diferencia con el primer caso es notable.

La falta de supervisión o la supervisión deficiente origina problemas , por igual , en etapas tales como la preparación, explotación, preparación para relleno y relleno , que pueden llegar a causar el colapso de todo un área.

Los casos son innumerables y lo único cierto es que solo un control permanente , junto con una continua instrucción al personal nos ahorrarán tantos dolores de cabeza como problemas de índole económica que pudieran surgir.

CAPITULO III

ANALISIS TECNICO - ECONOMICO DEL METODO

1 - EFICIENCIAS OBTENIDAS*

A continuación se presenta el cuadro de eficiencias (Ver cuadro N° 1). De la observación de ésta, tenemos: el método de Corte y Relleno Descendente es de un relativamente bajo rendimiento. En realidad es el principio mismo del método lo que trae como consecuencia estos bajos rendimientos, que entre otras cosas son causados por:

- La solución de continuidad en el proceso de rotura propiamente dicha, ya que al terminar con un tajeo es imperativo rellenar el vacío creado.
- La limitación de los disparos, con cada uno de los cuales no se ha podido ir más allá de las cincuenta toneladas.
- La lentitud en la limpieza, originada por el hecho de tener que rastrillar el mineral, en una primera etapa, del tajeo al subnivel de extracción y después de aquí a los carros mineros.

* Las eficiencias que se muestran han sido calculadas considerando todo el personal que afecta a la operación tanto de corte y relleno descendente como de conjuntos de cuadros.

E EFICIENCIAS EN EL CORTE Y RELLENO DESCENDENTE
(Toneladas por hombre guardia)

ENERO	6.8
FEBRERO	6.9
MARZO	6.3
ABRIL	6.5
MAYO	8.4
JUNIO	6.7
JULIO	7.7
AGOSTO	7.3
SETIEMBRE	6.3
OCTUBRE	6.5
NOVIEMBRE	6.5
DICIEMBRE	7.0
PROMEDIO	6.9

No obstante esto , el método no deja de ser atractivo comparado con el de Conjuntos de Cuadros como veremos más adelante . Hacemos esta observación debido a que el método de Corte y Relleno descendente se implanta precisamente en reemplazo del Método de Conjuntos de Cuadros.

El cuadro de eficiencias nos muestra una cifra anormalmente alta de 3.4 toneladas por hombre guardia, bastante por encima del promedio establecido . Esto se explica como la consecuencia de la concurrencia de los siguientes factores:

- rotura de tajeos , durante ese mes, ubicados entre rellenos.
- rotura de tajeos de longitud muy por encima de lo que más adelante llamo "Mínima Longitud de tajeado".

En el primer caso , el relleno de los costados y por ende , los puntales de estos tajeos ya rellenos , proporcionan el soporte temporal necesario y con esto la operación se simplifica . En otras palabras , el ciclo se reduce a perforar , disparar y limpiar.

En el segundo caso , la "Mínima Longitud de tajeado". es algo que voy a tratar en detalle más adelante . En todo caso , lo normal es que no se den todas las condiciones fa

variables que permitan mantener constante tal grado de eficiencia. Adelantándonos un poco, podemos decir que la longitud de tajeado tiene notable influencia en los rendimientos de un área. Estos últimos tienden a disminuir cuando menor es la longitud de los tajeos debido a una frecuente solución en la continuidad de la rotura.

En consecuencia, la eficiencia en las actuales condiciones, es relativamente baja lo cual nos sugiere buscar soluciones que permitan mejorarla, como veremos con los planteamientos que se citan más adelante.

2 - COSTOS

Tal vez hubiera sido conveniente llevar a cabo una comparación con los costos de una mina ajena a esta compañía, pero, es el caso que, no se tienen noticias de que en alguna otra parte del país se den condiciones de explotación similares a las de Yauricocha.

Los costos que se muestran a continuación (ver cuadros N° 2, 3, 4, 5, 6) están referidos al año 1973. Más aún afectan a solamente una de la secciones de la mina.

Podemos comenzar a fijar objetivos en lo que a mejoras se refiere. Si observamos los cuadros mencionados, vemos que los valores relativos a Mano de Obra y Relleno hidroneumático

COSTO DE MANO DE OBRA = CORTE Y RELLENO DESCENDENTE
(Soles por Tonelada)

ENERO	65.80
FEBRERO	61.50
MARZO	65.70
ABRIL	75.00
MAYO	60.50
JUNIO	57.50
JULIO	52.50
AGOSTO	56.80
SETIEMBRE	62.60
OCTUBRE	53.00
NOVIEMBRE	52.70
DICIEMBRE	65.00
PROMEDIO	60.71

COSTO DE MADERA:CORTE Y RELLENO DESCENDENTE
(Soles por Tonelada)

ENERO	8.90
FEBRERO	12.10
MARZO	14.80
ABRIL	15.10
MAYO	7.60
JUNIO	7.80
JULIO	7.80
AGOSTO	8.90
SETIEMBRE	8.60
OCTUBRE	9.60
NOVIEMBRE	7.90
DICIEMBRE	8.90
PROMEDIO	9.33

COSTO DE EXPLOSIVOS : CORTE Y RELLENO DESCENDENTE
(Solas por Tonelada)

ENERO	9.90
FEBRERO	8.00
MARZO	8.50
ABRIL	9.90
MAYO	8.80
JUNIO	8.60
JULIO	8.90
AGOSTO	8.30
SETIEMBRE	9.30
OCTUBRE	8.10
NOVIEMBRE	8.90
DICIEMBRE	8.30
PROMEDIO	8.79

COSTO DE RELLENO HIDRONEUMATICO, CORTE Y RELLENO DESCENDENTE
(Sòles por Tonelada)

ENERO	55.60
FEBRERO	56.90
MARZO	51.70
ABRIL	52.20
MAYO	65.00
JUNIO	55.00
JULIO	53.20
AGOSTO	70.50
SETIEMBRE	57.00
OCTUBRE	57.50
NOVIEMBRE	65.10
DICIEMBRE	54.00
PROMEDIO	57.80

COSTOS TOTALES CORTE Y RELLENO DESCENDENTE
(Soles por Tonelada)

ENERO	140.20
FEBRERO	137.50
MARZO	140.70
ABRIL	152.20
MAYO	141.90
JUNIO	128.90
JULIO	122.40
AGOSTO	144.50
SETIEMBRE	137.50
OCTUBRE	128.20
NOVIEMBRE	134.60
DICIEMBRE	136.20
PROMEDIO	137.06

Los rubros de Mano de obra y Relleno hidroneumático son notoriamente elevados con respecto a los otros. Ellos constituyen nada menos que el 86.2% del total correspondiente a la suma de estos cuatro elementos del costo. De esto se desprende que el 44.2% del gasto se emplea en la Mano de obra mientras que el rubro de Relleno hidroneumático absorbe el 42%.

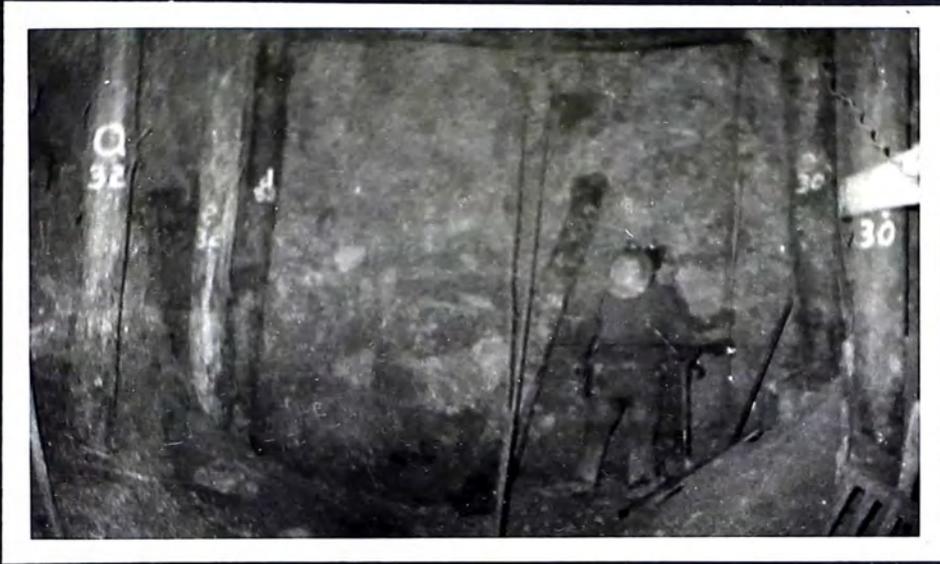
Los dos rubros son susceptibles de disminuir ya sea racionalizando más aún la mano de obra, agilizando más el relleno, y en fin dando cuantos pasos sean necesarios para mejorar nuestros rendimientos.

En cuanto a los rubros correspondientes a Madera y Explosivos, la suma de los dos no hace más del 13.3% del costo total.

El 7.2% del costo total le corresponde a la madera, mientras que por concepto de explosivos se llega al 6.6%. Indudablemente, se trata de costos bajos, sin embargo esto no quiere decir que podemos soslayar, pasar por alto estos elementos del costo. Es un hecho conocido la tendencia alcista accentuada que siguen todos y cada uno de estos factores en los últimos años y toda medida orientada a disminuir o a disminuir su empleo dará una operación más económica.

DIFERENTES ASPECTOS EN LA INSTALACION DE UN PUNTAL

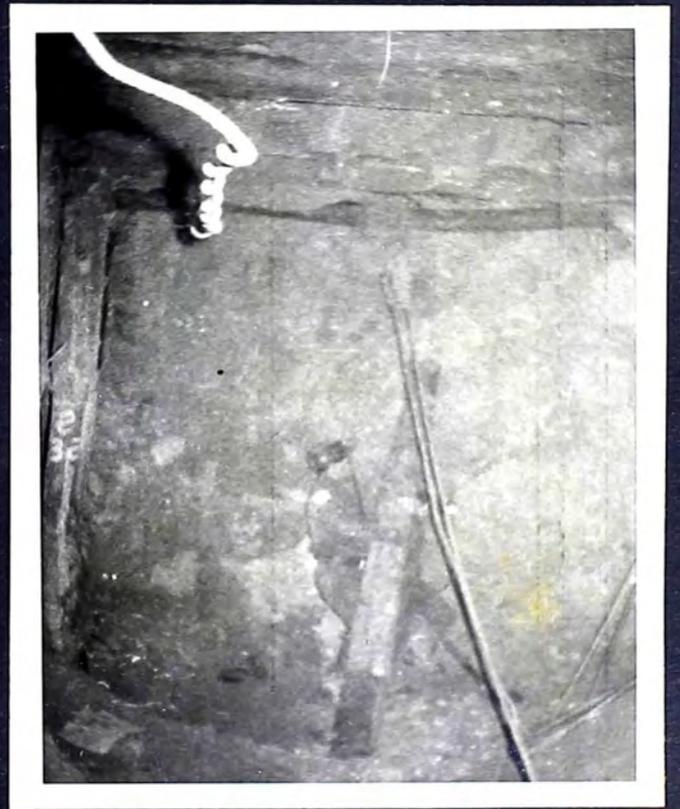
- a) MEDIDA DE LA ALTURA
- b) COLOCACION DE LA PLANTILLA
- c) ERECCION DEL PUNTAL



a)

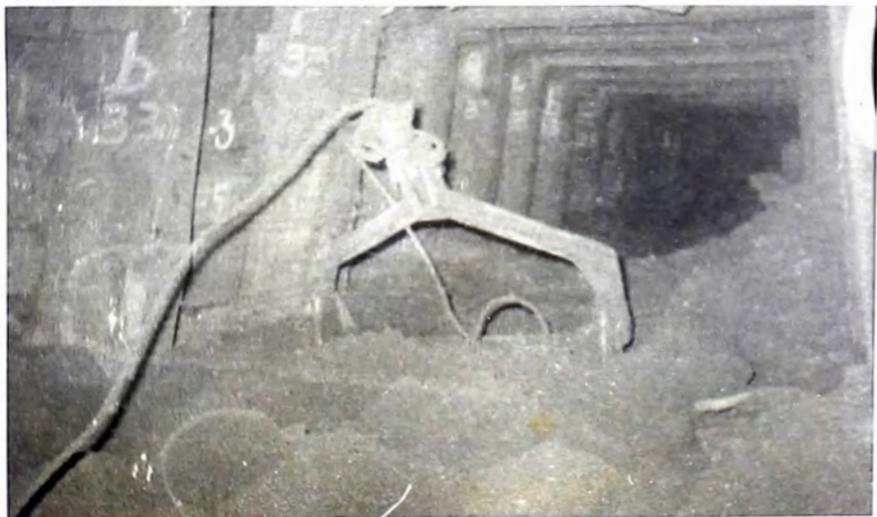
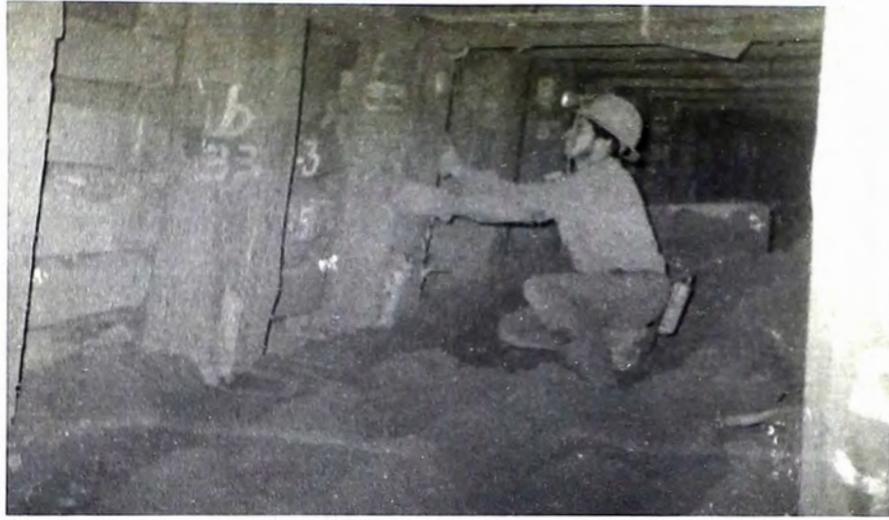


b)



c)

RASTRILLAJE EN UN SUBNIVEL DE EXTRACCION



**TAJEO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE EN PROCESO
DE ROTURA.**



TAJEO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE EN PROCESO
DE PREPARACION PARA RELLENO



C A P I T U L O I V

HACIA LA MEJORA DEL METODO

1 - OBJETIVO

Se ha hecho una exposición de la forma como se opera el método de Corte y Relleno en Yauricocha. Considero que a partir de la situación en vigencia, es posible mediante reajustes a efectuar en las diferentes etapas del método mejorar las eficiencias y bajar los costos.

Se comienza atacando el problema de las preparaciones que, como se establece más adelante, no parece haber recibido la importancia del caso. A continuación se enfoca la fase de la explotación para terminar con el aspecto del relleno hidroneumático. En todas y cada una de estas etapas considero que hay algo por corregir, modificar o agregar.

Por razones que se exponen más adelante el trabajo se hace a partir de una comparación de eficiencias y costos con el método de Conjuntos de Cuadros.

2.-COMPARACION DE EFICIENCIAS Y COSTOS CON EL METODO DE CONJUNTOS DE CUADROS.

Comparación de eficiencia.

Si tomamos los promedios de eficiencias de cada uno de estos métodos, nos encontramos con una diferencia de 2.3. Ton/h-g favorable al Corte y Relleno descendente; pero revisando cuidadosamente el cuadro de eficiencias (Cuadro N° 7), vemos que el bajo promedio del método de Conjuntos de Cuadros se debe en gran parte al pobre rendimiento obtenido durante los meses de marzo , abril y julio , a los que corresponden los valores de 2, 3 , 3.3 y 3.5 respectivamente.

Resulta interesante calcular el promedio de eficiencias omitiendo estos valores bajos, porque al hacerlo conseguimos un 5.1 Ton/h-g con lo cual , la diferencia de eficiencia entre estos dos métodos , disminuye a 1.8 Ton/ h-g . Ahora , si en el caso del Corte y Relleno descendente , calculamos el promedio de eficiencias omitiendo el "pico" de 8.4 Ton/h-g , explicado anteriormente , el resultado será de 6.7 Ton/h-g , con lo que la diferencia , siempre favorable al Corte y Relleno descendente pasa a ser 1.6 Ton/h-g .

Todo esto induce a pensar , que tal como se está trabajando , el método de Corte y Relleno descendente , ofrece ventajas mínimas en cuanto a eficiencias , con respecto al méto

E F I C I E N C I A S
Ton / H.-G

	CR/D	CC
ENERO	6.3	4.4
FEBRERO	6.3	4.7
MARZO	6.9	2.3
ABRIL	6.5	3.3
MAYO	3.4	4.9
JUNIO	6.7	4.2
JULIO	7.7	3.5
AGOSTO	7.3	5.2
SETIEMBRE	6.3	5.7
OCTUBRE	6.5	5.8
NOVIEMBRE	6.5	5.7
DICIEMBRE	7.0	4.4
PROMEDIO	6.9	4.6

do de Conjuntos de Cuadros y que se impone una corrección que permita lograr una mayor holgura en los rendimientos.

Esto además , se constituye en el índice que señala a la fase de explotación como una de las que debemos atacar.

2.1 - Comparación de Costos.

Algo que debemos tener en cuenta en todo momento es lo siguiente : el método de Corte y Relleno descendente se aplica allí donde se ha estado trabajando con Conjuntos de Cuadros. La INCO del Canadá opta por este método cuando se encuentra ante un elevado costo en la aplicación de sus Conjuntos de Cuadros.

En Yauricocha se adopta una decisión semejante por idénticos motivos: alza del costo de mano de obra así como también del costo de la madera cosa que tendía a hacer de éste , un método cada vez más prohibitivo.

La relación entre estos métodos es pues innegable , además a nadie se le ocurriría implantar Corte y Relleno descendente allí donde aplicamos Corte y Relleno convencional, por ejm: sería injustificable tanto técnica como económicamente.

Por este motivo, el análisis de costos que se lleva a cabo se hace comparativamente , es decir , relacionándolo con los costos de Conjuntos de Cuadros , que se sigue apli -

cando en Yauricocha aunque en menor escala.

Los datos corresponden al año 1973 y están referidos a la etapa de explotación propiamente dicha. Se consideran solamente los rubros relativos a los costos directos. (Ver cuadros N° 8,9,10,11,12).

En principio notamos una marcada diferencia, a favor del método de Corte y Relleno, tanto en los rubros de mano de obra como en el de madera y relleno hidroneumático, no así en el de explosivos.

La mano de obra es 61.1% más costosa para el caso de Conjuntos de Cuadros. Es indudable la influencia que tiene el hecho de la menor laboriosidad del método de Corte y Relleno descendente.

En cuanto a la madera, la diferencia es del orden del 294 % . Esto es una consecuencia del tipo de madera que se emplea en cada caso. En el Corte y Relleno descendente se utiliza madera bruta en un 30% (S/. 1.90 pie cuadrado), mientras que para los Conjuntos de Cuadros se usa madera la brada en un 100% (S/. 2.50 pie cuadrado).

El costo de explosivos es menor en un 73% , en el caso de Conjuntos de Cuadros. Esto es consecuencia de que gran parte del campo para el armado de un cuadro , se com

COMPARACION DE COSTOS
MANO DE OBRA
((Soles por Tonelada))

	CR/D	CC
ENERO	65.80	98.80
FEBRERO	61.50	95.80
MARZO	65.70	101.80
ABRIL	75.00	91.00
MAYO	60.50	110.00
JUNIO	57.50	91.50
JULIO	52.50	99.50
AGOSTO	56.80	95.10
SETIEMBRE	62.60	97.50
OCTUBRE	53.00	98.90
NOVIEMBRE	52.70	101.00
DICIEMBRE	65.00	95.00
PROMEDIO	60.71	97.99

COMPARACION DE COSTOS
MADERA
(Soles por Tonelada)

	CR/D	CC
ENERO	3.90	42.70
FEBRERO	12.10	52.60
MARZO	14.30	36.30
ABRIL	15.10	43.00
MAYO	7.60	46.00
JUNIO	7.30	36.10
JULIO	7.30	39.60
AGOSTO	3.90	30.90
SETIEMBRE	3.60	35.70
OCTUBRE	9.60	30.70
NOVIEMBRE	7.90	33.30
DICIEMBRE	8.90	32.00
PROMEDIO	9.33	33.74

COMPARACION DE COSTOS
EXPLOSIVOS
(Soles por Tonelada)

	CR/D	CC
ENERO	9.90	6.40
FEBRERO	8.00	5.10
MARZO	8.50	5.30
ABRIL	9.90	5.70
MAYO	8.80	4.40
JUNIO	8.60	5.40
JULIO	8.90	4.60
AGOSTO	8.30	4.60
SEPTIEMBRE	9.30	4.70
OCTUBRE	8.10	4.50
NOVIEMBRE	8.90	5.80
DICIEMBRE	8.30	4.00
PROMEDIO	8.79	5.03

COMPARACION DE COSTOS
 RELLENO HIDRONEUMATICO
 (Soles por Tonelada)

	CR/D	CC
ENERO	55.60	74.20
FEBRERO	56.90	70.20
MARZO	51.70	74.00
ABRIL	52.20	75.10
MAYO	65.00	71.00
JUNIO	55.00	70.20
JULIO	53.20	70.20
AGOSTO	70.50	67.70
SETIEMBRE	57.00	69.10
OCTUBRE	57.50	71.50
NOVIEMBRE	65.10	72.00
DICIEMBRE	54.00	72.00
PROMEDIO	57.80	71.43

COMPARACION DE COSTOS
 COSTOS TOTALES
 (Soles por Tonelada)

	CR/D	CC
ENERO	140.20	222.10
FEBRERO	137.50	223.70
MARZO	140.70	213.40
ABRIL	152.20	214.13
MAYO	141.90	231.40
JUNIO	128.90	203.20
JULIO	122.40	209.90
AGOSTO	144.50	193.30
SETIEMBRE	137.50	207.50
OCTUBRE	123.20	205.60
NOVIEMBRE	134.60	217.60
DICIEMBRE	136.20	203.00
PROMEDIO	137.06	212.91

pleta con un martillo picador neumático . Lo que en realidad se persigue con el pequeño disparo que se hace es aflojar un poco el terreno.

El relleno hidroneumático 23.6 % más barato para el Corte y Relleno descente , se explica como consecuencia del mayor volumen de producción sin dejar de lado la mayor demora en el relleno de tajeos de cuadros.

Se diría que aquí la cosa marcha y que no hace falta modificación alguna . Sin embargo, la práctica nos lleva a pensar que , en cierto modo, la ventaja económica favorable al corte y relleno descendente es aparente.

Y es que como consecuencia de la reducida escala en que se aplica el método de Conjuntos de Cuadros , no se le dá la debida importancia . El hecho es que unas veces por lo aislado del tajeo y otras porque se trata de labores de bajo volumen de producción, la supervisión se reduce a niveles mínimos orientados los mayores esfuerzos a las áreas de Corte y Relleno descendente.

En consecuencia la diferencia (55%) a favor de el Corte y Relleno descendente resulta , mas que de una bondad en la aplicación de éste método, de un descuido en el trabajo por Conjuntos de Cuadros.

3. DONDE ATACAR: PREPARACIONES, EXPLOTACION.

3.1. Etapa de Preparaciones.

La etapa de preparaciones en el método de Corte y Relleno descendente es de un costo elevado, es una implicancia del método que nos afecta a través de toda la etapa de explotación.

A la condición onerosa de la chimenea principal de extracción se suma el hecho de la necesidad de todo un sistema de subniveles, cuyo número depende de la resistencia del mineral en el cual se cavan. Además, no podemos pasar por alto los "dedos" que debemos trazar a partir de cada subnivel.

De una manera general, podría decirse que esto es algo a lo cual no se le ha dado la debida importancia y en lo que más adelante se expone, se trata de subsanar, en lo posible, esta omisión.

3.1.1. Implicancias del método.

¿Cuáles son las condiciones que impone el método de Corte y Relleno descendente en las operaciones mineras que anteceden la explotación?.

Estas condiciones están dadas por el reconocimiento geológico y el reconocimiento de la resistencia de cajas y mineral.

El reconocimiento geológico de la mina está dado por el trazado de cruceros, chimeneas o sondajes que nos permita conocer la forma y tamaño del cuerpo mineralizado. La determinación de la resistencia de las cajas y del mineral, puede comprobarse al momento de cavar los cruceros, chimeneas o practicar los sondajes.

En resumen, todo el reconocimiento necesario para este método de explotación es uno de los menos costosos que se conozca.

3.1.2. Localización del crucero de extracción.

A pesar de ser esta una cuestión de singular importancia, ya que afecta la extracción en las etapas finales de un área, ha sido soslayado en muchos casos. Se diría que prevaleció un concepto erróneo de economía ya que se optó por aprovechar las galerías existentes en vez de abrir otras de trazo apropiado.

Pero veamos primero, como afecta la ubicación del crucero en las etapas finales de la extracción. Como lo hemos establecido anteriormente, el mineral proveniente de los disparos en los tajeos se rastrilla a los subniveles de extracción a travez de los "dedos". Cuando los tajeos están muy cerca del subnivel se debe tener ya en condiciones de operación, el subnivel inmediato inferior y sus correspondientes "dedos".

Ahora , cuando trabajamos los tajeos correspondientes al último subnivel , el problema se torna delicado si el crucero de extracción no sigue el mismo rumbo del subnivel ya que este último viene a ~~construirse~~ en un cuello de botella al momento de la limpieza.

Si el crucero y el subnivel siguieran el mismo rumbo es fácil abrir en el primero de estos y cuando las circunstancias lo exijan, echaderos provisionales (jetas chinas) que nos permitirán descargar el mineral directamente de los tajeos a los carros de mineral, cosa que no siempre es posible. Esto en cuanto al aspecto operacional.

Veamos ahora la localización del crucero en relación al comportamiento de las cajas y mineral.

Estando el crucero sobre mineral , diariamente comprobamos el efecto de la presión en los elementos de sostenimiento del crucero, lo que obliga a una constante labor de mantenimiento.

La presión es tal que deforma los arcos de acero , o rompe los cuadros de madera al cabo de un promedio de cinco meses. La reparación , además del problema de los costos interfiere con la extracción.

Es para situaciones como ésta , en que el conocimiento de las condiciones de resistencia del mineral y las cajas tiene singular importancia. De contar con la información pertinente , es posible adoptar una decisión más apropiada y cavar el crucero en una de las cajas.

Por último , pocas veces se toma en consideración la forma del cuerpo mineralizado al cavar la galería de base. Esto da como resultado una serie de tajeos de una longitud no recomendable por su bajo rendimiento , lo cual a su vez, será la causa de una baja eficiencia en todo un area.

En resumen , vemos que la galería de base se debe ubicar en relación y de acuerdo a los siguientes factores :
posición que tendrán los subniveles.

la resistencia del mineral y las cajas.

- forma del cuerpo mineralizado.

3.1.3 La chimenea de extracción.

En la etapa de preparaciones nos hemos referido a la erección de la chimenea y nos encontramos con que el aspecto más saltante radica en el sistema de sostenimiento : cuadros primero, luego cilindros de acero y por último una mezcla de concreto.

A continuación voy a referirme a las desventajas de este sistema.

.3.1.3.1 --Su sostenimiento e inconvenientes.

Ya se ha explicado en detalle el proceso de cava dura y sostenimiento , no voy a repetirlo. Me limitaré a explicar porque considero inconveniente este tipo de labores:

1.-Costo elevado , ya que la instalación de los cilindros implica:

- a - Mano de obra adicional
- b - El costo de los cilindros
- c - El costo de relleno

La diferencia de costos con una chimenea de cuadros standard es :

Chimenea con cilindros de acero....	S/. 13,751.00/mt
Chimenea con cuadros standard	" 3,050.00/mt
Diferencia	" 10,701.00/mt

que corresponden a los factores antes mencionados y que se descompone como sigue:

Instalación de base.....	S/. 395.00/mt.
Cilindros	" 7,100.00/mt.
Relleno Hidráulico.....	" <u>3,206.00/mt.</u>
	10,701.00/mt.

Con lo cual una chimenea con cilindros de acero im porta S/. 535,050.00 mas que una chimenea con cuadros standard.

- 2.-En algunos sectores no resisten la presión del terreno como se había pensado.
- 3.-Son incómodas para el tránsito del personal, que muchas veces tiene que acarrear herramientas . No

debemos olvidar que los cilindros tienen 38" de diámetro interior. Esto se complica cuando se instalan tuberías.

4.-El atascado de uno de estos echaderos puede ocasionar el paro temporal de un área debido a la dificultad y tiempo necesario para descargarlos.

5.-Cada vez que sea necesario abrir un subnivel, habrá que contar con la mano de obra especializada para cortar los cilindros, y practicar las aberturas iniciales.

3.1.3.2 - Necesidad de una chimenea adicional.

Tenemos que partir de una premisa: ninguna chimenea tiene una vida igual a la del tajeo correspondiente. En algún momento será necesario llevar a cabo un trabajo de reparación ya sea porque cedieron ante la presión del terreno, o porque el efecto abrasivo del mineral causa el desgaste de uno o varios de sus elementos.

Además, en nuestro caso no se trata de un tajeo sino de todo un área de trabajo, algunas de las cuales sobrepasan, en total, las 100,000 toneladas de mineral.

Se comprende fácilmente entonces, que en algún momento la chimenea puede fallar.

A todo esto debemos agregar el hecho de la verticalidad de la chimenea, como consecuencia de las formas metálicas

instaladas. Precisamente debido a esto es que al descargar mineral, especialmente cuando se está en los pisos superiores, el impacto contra la jeta del echadero es tal, que la debilita y termina por desarmarla.

Esto como es de suponer exige un trabajo de mantenimiento con la consiguiente interferencia en el proceso de la producción.

Indudablemente, una forma adecuada de contrarrestar estos contratiempos e interferencias es con el concurso de una chimenea adicional. Contaríamos así con una extracción segura de mineral, mientras una de ellas está en reparación.

En cuanto al empleo de las formas metálicas:

- a- Se deban usar solo en el echadero dejando "Ventanas para cuando sea necesario desatazarlas."
- b - El camino debe llevar cuadros solamente para contar con un tránsito holgado de personal.
- c - Dado su elevado costo, evitarlas allí donde la presión del terreno no sea excesiva.

3.1.4 - Los subniveles de extracción.

El distanciamiento entre subniveles varía de acuerdo a la longitud de estos y a la presión del terreno. Cuanto más largos sean los subniveles, mayor será el número de tajos en cada piso y mayor el tiempo que estos subniveles

tendrán que permanecer abiertos.

Por otra parte, estas labores no pueden permanecer abiertas mucho tiempo si la presión del terreno es considerable.

La conjugación de estos dos factores ha llevado a establecer que el espaciamiento entre estas labores no exceda los cinco pisos. Por lo general se toman cuatro pisos.

Ahora, todo esto está referido al hecho de que los subniveles se corren sobre mineral, pero, ¿qué pasaría si como en el caso de las galerías de base, tomamos en consideración la resistencia del mineral y de las cajas?

Es probable que la información que se tenga deje lugar a ubicar los subniveles en las cajas y en este caso es indudable que el espaciamiento aumente en forma notable, con lo que el número de subniveles disminuiría.

Si consideramos que en promedio, un subnivel tiene 13 cuadros de longitud, esto es 27 metros, y que el costo por metro es de S/. 2,070.00, el ahorro por cada subnivel menos sería:

$$27. \text{ mts } \times \text{ S/. } 2,070.00 / \text{ mt} = \text{ S/. } 55,390.00$$

en cada área.

Además debemos pensar que si la presión del terreno es menor, las exigencias de sostenimiento serán también me

nores con lo que tendremos una disminución en el costo por metro de subnivel.

El costo por metro de subnivel se descompone como si sigue:

Labor.....	S/. 1,300.00/mt.
Madera.....	S/. 520.00/mt.
Explosivos.....	S/. 250.00/mt.
Total.....	S/. 2,070.00/mt.

Por último, la forma del cuerpo mineralizado influye también en la posición de los subniveles en idéntica forma que para el caso de los cruceros o galerías de base. Es muy recomendable, entonces, tomar en cuenta las consideraciones que se discutieron para ese caso.

3.1.5 -- Localización de los "dedos".

Habríamos establecido, que, en la etapa de preparaciones, los "dedos" se ubican a 15 pies de distancia entre sí. En la práctica, esto en la mayoría de los casos se ignora. El caso es que en Yauricocha, al igual que en muchas otras minas, el apremio por mineral conduce a adoptar decisiones no siempre apropiadas.

En un subnivel de 18 cuadros o sean 90 pies de longitud, por ejemplo, el número de "dedos" no debe ser inferior a 4. Con ellos aseguramos una relativamente confi

nua operación de rotura. El problema radica en que en la práctica, no se hacen más de 2 de estas chimeneas cortas, a partir de las cuales y a cada vez que se termina un tajeo, se cuelgan tantos cuadros como sean necesarios para poder arrancar el reemplazo.

El proceso del colgado de cuadros es precisamente en donde radica la restricción a la rotura, y no solamente esto, sino que al abrir tantos cuadros a la vez, el efecto de la presión del terreno es mucho más notorio, cosa que implica una posible labor de mantenimiento que entorpecerá la producción.

Ahora bien, lo expuesto no quiere decir que el cavado de todos los "dedos" necesarios no tome un determinado tiempo; lo que quiero dejar sentado es que se trata de un problema de previsión. En otras palabras, un buen planeamiento constituye la medida más eficaz para lograr una operación sistemática dentro de un área.

3.2. - Etapa de Explotación.

Tal como sucede para cualquier otro método en cualquier otra mina, la tendencia en Yauricocha es a adaptarse a la práctica vigente. Esta actitud ha llevado a aplicar el método de Corte y Relleno descendente en forma bastante indiscriminada, lo que a su vez a traído como consecuen

cia un bajo rendimiento en la aplicación de este método.

Enfocando este problema es que pasamos a ver la Mínima Longitud de Tajeado.

3.2.1 - Mínima Longitud de Tajeado y algunos criterios para determinar la Longitud Máxima.

El problema es notorio porque tropezamos con una frecuente solución en la continuidad de la rotura cuando tenemos tajeos de escasa longitud.

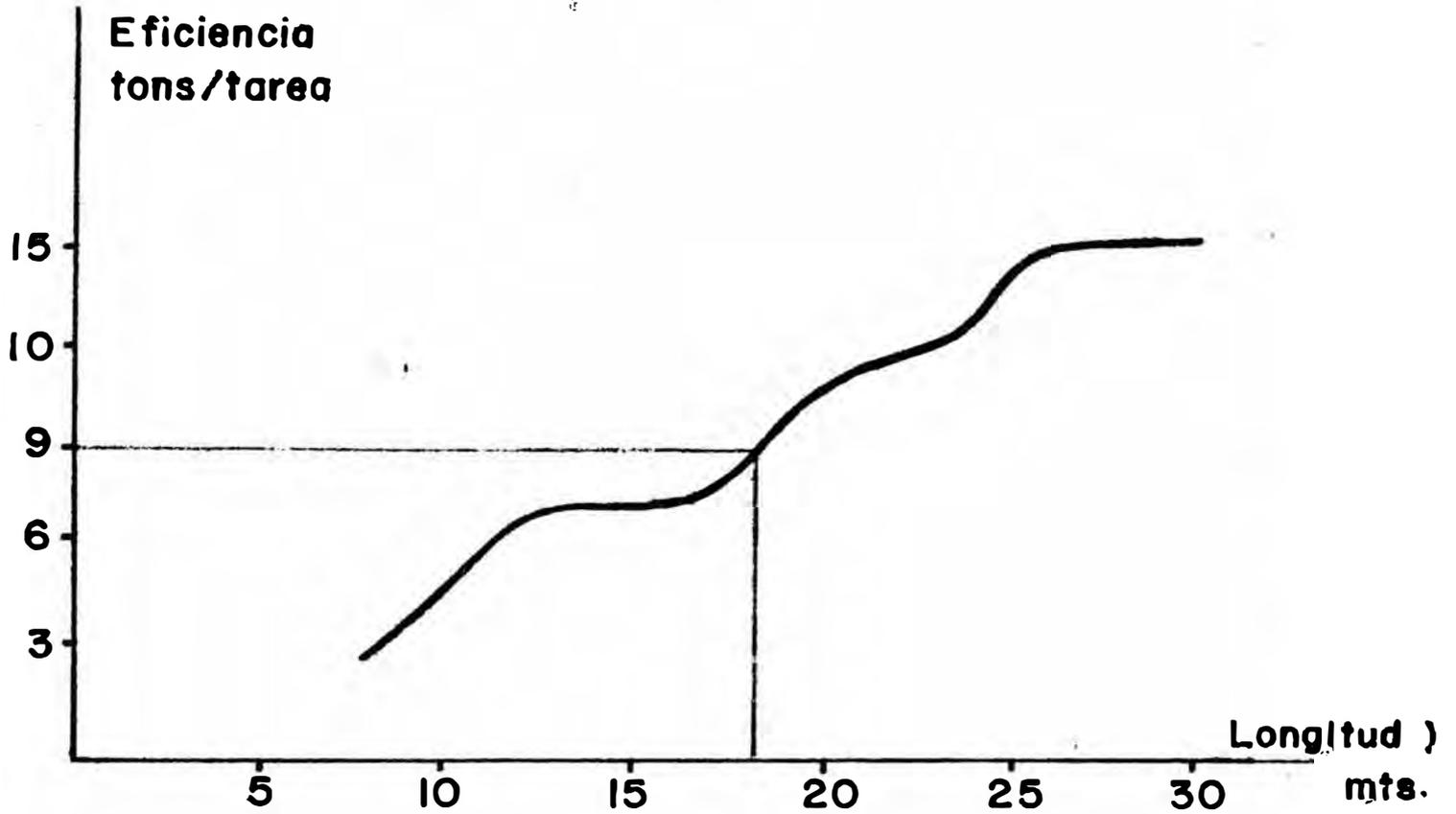
Esto fue motivo para graficar eficiencias versus longitud de tajeado para diferentes tajeos. (Ver gráfico N° 1)

Fue necesario recurrir a datos del año 1972 ya que, solamente hasta este año los controles de eficiencia se hicieron por tajeos, que era lo que nos interesaba.

En los años subsiguientes, se pasó a hacer el control de eficiencias por áreas y es entonces cuando se nota la falla, sobretudo en aquellas áreas con mayor número de tajeos, de las que se esperaba un alto rendimiento.

Partimos del hecho de que se pagan bonos de producción a partir de una eficiencia de 9 tons/hombre-guardia.

* Estas eficiencias, para el pago de bonos de producción, se calculan considerando solo al personal directamente relacionado con la operación : Perforistas y ayudantes.



LABOR	TONS. TOTAL	LONG. TOTAL	EFICIENCIA
291-b/E	400	10 m.	4.50 tons/task.
259-114N	1,000	25 "	15.00 "
259-110N	1,300	30 "	15.50 "
259-109N	1,100	24 "	13.00 "
259-106S	850	19 "	10.00 "
283-75N	500	12 "	7.00 "
283-71N	250	8 "	2.80 "
283-76S	650	17 "	7.50 "
283-74S	700	18 "	9.00 "
293-d/W	850	20 "	11.00 "
291-a/W	1,100	24 "	13.00 "
283-73N	600	15 "	7.30 "
259-107N	880	22 "	12.00 "
259-105S	1,200	28 "	15.20 "

Las eficiencias , en el gráfico , se ubican en el eje de Ordenadas mientras que las longitudes de tajeo van al eje de Absisas.

En el gráfico podemos ver que las eficiencias aumentan con la longitud de tajeado. Por otra parte , longitudes de tajeos inferiores a los 13 metros , rinden eficiencias menores a las 9 tons/hombre-guardia.

En consecuencia , es lógico pensar en organizar nuestras áreas de tal manera que solamente aquellos sectores en los que resulten labores con más de 13 metros de longitud , se exploten por el método de Corte y Relleno descendente . Las porciones restantes deberán ser objeto de un enfoque diferente.

Veamos ahora las soluciones posibles a esos sectores de menor longitud:

- Extracción por Conjuntos de Cuadros.-En este caso se buscará romper , siempre que sea posible , dos pisos o mas en cada ciclo con el objeto de obtener un mayor volumen de producción. Ya hemos visto que bien llevado , este método puede rendir mejores promedios de eficiencia.
- Modificación del ancho de tajeado.- El propósito es compensar , favorablemente , la menor longitud . La medida fue adoptada , con éxito , en solamente una de las áreas duplicándose el ancho. Harían falta

más casos para dar una opinión definitiva.

A todo esto debemos agregar la posibilidad de prevenir estos casos desde la etapa de preparaciones ubicando tanto los cruceros de extracción como los subniveles según un rumbo adecuado.

En cuanto a la Máxima Longitud, esta es función de los siguientes factores:

Calidad de la loza bajo la cual trabajamos.- En nuestro caso, para una relación de 1:10, la máxima resistencia a la compresión (100 lb/pulg. cuad). se consigue a los 14 días. Sin embargo como desconocemos el comportamiento de la carga por encima de la loza no conviene ceñirse mucho a esta cifra.

Velocidad de limpieza.- En las actuales condiciones y con el equipo con que se cuenta, la limpieza se hace más penosa al aumentar la longitud del tajco llegando a extremos como el de que una guardia no llegue a completar su ciclo de trabajo: Limpieza sostenimiento, perforación y disparo. Con esto aumenta el tiempo de exposición de la loza y en consecuencia el riesgo de colapso.

Conjugando estos factores estaremos en condiciones de establecer la Máxima Longitud. Actualmente esta no excede los 120 pies. En suma, el tiempo total de rotura no debe exceder el límite más allá del cual la loza comienza a presentar fracturaciones.

3.2.2 Control del ancho de tajeado, línea de centros, altura de perforación.

A menudo nos encontramos con el problema de que, en busca de una alta bonificación, el personal ignora por completo cuestiones tan importantes como son: el ancho de tajeado y la línea de centros. El personal persigue un mayor tonelaje. El resultado es en efecto, un mayor tonelaje pero a un costo elevadísimo, mejor dicho, a un costo prohibitivo.

Al sobrepasar los 10 pies de ancho como al ignorar la línea de centros invadimos los sectores correspondientes a los tajeos adyacentes desvirtuando con ello la sistematización a seguir. El ejemplo citado al hablar del aspecto de la supervisión, se refiere precisamente a este problema.

Lo grave de la situación es que, al entrar a romper los tajeos adyacentes nos vemos obligados a romper, como si se tratara de mineral, el relleno de las labores mal trabaja-

das causando con ello diluciones que en algunos casos han llegado a ser del orden del 25%. Esta cifra es inaceptable y fácilmente se inclina uno a pensar en que es preferible un método de hundimiento ya que en éstos, con un buen control, no sobrepasaremos el 20% de dilución que se compensa ampliamente con el bajo costo de explotación.

De todos modos, encuadrándonos siempre dentro del método de Corte y Relleno descendente, es posible corregir estas situaciones enmendando errores en el mismo terreno, dando instrucciones precisas tanto al personal obrero como a los sobrecargados.

La altura de perforación no debe exceder los 7 pies, sin embargo, unas veces por negligencia y otras por inexperiencia del perforista, esta norma se deja de lado.

Como consecuencia de esto y por efecto del disparo, se produce la rotura de los redondos del techo y un debilitamiento de la loza que pueden conducir al colapso de la labor.

Pasar un derrumbe de esta naturaleza es una tarea ardua, en la mayoría de los casos, imposible. Por lo general se acostumbra a rellenar la labor tal como esfó para, posteriormente, romper mas abajo dejando un pilar de mineral.

En este caso , la rotura se hará instalando conjuntos de cuadros.

Al igual que en los casos anteriores , solo con un buen control e instrucción al personal podremos prevenir y superar situaciones de este tipo que , como vemos restringen notablemente la eficiencia así como también incrementan los costos.

3.2.3 La restricción en la limpieza y su posible solución.

La razón principal de esta restricción , pienso , radica en el hecho de que el método de Corte y Relleno descendente ha sido ajustado al equipo que se venía usando para el caso del método de Conjuntos de Cuadros.

Como consecuencia , en los tajeos de 10 pies de ancho del Corte y Relleno descendente, se siguen usando las winchas eléctricas de 2 tamboras , muy eficientes para los conjuntos de cuadros , pero que para las actuales circunstancias dejan mucho que desear.

Partiendo del problema de los rastrillos , estos del tipo de cuchilla, pierden su eficiencia al operar sobre un piso de mineral in situ , dejando parte del mineral roto bajo la forma de un falso piso.

Lo aconsejable , entónces , es recurrir a los rastrillos dentados.

Enfocando la cuestión de las winchas de 2 tamboras tenemos que para el ancho dado presentan un radio de acción muy limitado al trabajar en una sola dirección.

Esto obliga a una serie de paradas para cambiar de posición a la polea a lo cual debe sumarse el trabajo de un eventual lampeo. Indudablemente , todo esto contribuye a retardar el trabajo.

Por otra parte, como consecuencia del reducido radio de acción, se produce una acumulación de mineral a los costados del tajeo que al momento de la preparación para el relleno , obligatoriamente se debe desbrozar para su extracción definitiva.

Por lo expuesto , considero que resulta muy conveniente la implantación de winchas de 3 tamboras con las que estaríamos en condiciones de "barrer" totalmente el frente de 10 pies , con un mínimo de cambios de posición de la polea.

Una segunda posibilidad radica en el empleo de palas autocargadoras para la limpieza , y que ya se comenzaba a aplicar en una de las áreas de Yauricocha.

La aplicación se limitaba a un solo tajeo y los resultados fueron satisfactorios, pero pienso que no era una medida conveniente por:

- su costo elevado
- su empleo implica una mayor dotación de aire.
- su mayor volumen, que dificulta su movimiento de un tajeo a otro.

A continuación se hace el cálculo de una wincha de 3 tamboras para las condiciones en vigencia.

Material..... Arenoso
 Tamaño..... 10" como máximo
 Piso..... Uniforme, de mineral
 in situ.
 Tonelaje..... 50 toneladas por guardia de 3 horas.
 Distancia..... 100' promedio, hasta el frente.
 Ancho..... 10'

Cálculo del volumen horario.

Considerando 6 horas efectivas de trabajo y que la limpieza no debe tomar más de la mitad de este tiempo, se tiene :

$$\frac{50 \text{ tons}}{3 \text{ horas}} = 16.7 \text{ tons/hora}$$

El mineral de Yauricocha tiene un peso específico de 220 lb/pie cúbico , con lo que resulta un volúmen horario de :

$$H = \frac{16.7 \text{ tons/hora} \times 2000 \text{ lbs/ ton}}{220 \text{ lbs/ pie cúbico}}$$

$$H = 152 \text{ pies cúbicos/hora}$$

Velocidad del cable

Asumiendo una velocidad de arrastre de 150 pies/min (V), la velocidad de retorno (1/3 más rápida) será : (Ver tabla 1)

$$150 \text{ pies/min} + \frac{150 \text{ pies/min}}{3} = 200 \text{ pies/min}$$

Y la velocidad promedio:

$$V_p = \frac{150 + 200}{2} = 175 \text{ pies/min}$$

$$V_p = 2.92 \text{ pies/seg.}$$

Distancia recorrida por viaje.
Viaje de ida-vuelta : 100' x 2 200 pies

Cambios de marcha :..... 20 "

Llenado del rastrillo:

$$5 \text{ seg} \times 2.92 \text{ pies/seg}..... 15 "$$

Vaceado del rastrillo:

$$5 \text{ seg} \times 2.92 \text{ pies/seg}..... \underline{15 "}$$

Distancia equivalente (e)..... 250 pies

Capacidad del rastrillo .

VELOCIDADES USUALES PARA RASTRILLOS

Velocidad ft/min.	150 - 200	225 - 275	300 - o más
Distancias	Cortas	Largas	Largas
Para Material	Grueso	Medio	Fino
Para Formas	Angulosas	Suaves	Suaves
Fondo	Aspero	Medio	Liso
Densidad	----- Alta o Baja -----		Baja
Retorno	15% a 30% mayor que jalando		

TABLA N° 1.

Asumiendo una eficiencia de 30%, el número de viajes por hora es:

$$N = \frac{V_p}{e} \times 0.3$$

$$N = \frac{175 \text{ pies/min.} \times 60 \text{ min/hora}}{250 \text{ pies}} \times 0.3$$

$$N = 34 \text{ viajes / hora}$$

Y la capacidad

$$Q = \frac{V}{N}$$

$$Q = \frac{152 \text{ pies cúbicos/hora}}{34 \text{ viajes/hora}}$$

$$Q = 4.47 \text{ pies cúbicos/ viaje}$$

Selección del rastrillo

De acuerdo a la tabla **2**, el rastrillo más conveniente es uno de 30" de ancho con 6 pies cúbicos de capacidad y un peso de 475 lbs.

Considerando un 20% más por los arneses, el peso total es:

$$W_r = 475 \text{ lbs} \times 1.2$$

$$W_r = 570 \text{ lbs.}$$

Cálculo de la fuerza de tracción

$$F = f \times W_t$$

f (coeficiente de fricción) = 1.0 para el caso de tajeos

TABLA N° 2

CAPACIDADES Y PESOS DE RASTRILLOS

ANCHO	Abierto		1/4 Caja		1/2 Caja		3/4 Caja		Cerrado	
	Ft ³	Lbs								
26" De	1.5	250	2.5	300						
a	2.5	300	3.5	350						
30" De	5	400	6	475	9	600				
a	7	525	8	600	10	650				
36" De	6	425	7	525	10	675	9	650	10	700
a	9	600	10	700	12	750	14	800	16	825
42" De	8	525	9	650	12	750	11	700	12	750
a	11	675	12	750	14	825	16	900	19	925
48" De	10	650	11	725	14	750	13	725	14	800
a	19	1,200	16	925	22	1,250	24	1,350	25	1,450
54" De	15	350	15	875	17	975	20	1,050	22	1,150
a	24	1,300	26	1,350	27	1,450	29	1,550	31	1,750
60" De	25	1,000	26	1,200	28	1,250	32	1,650	35	1,700
a	30	1,400	32	1,450	33	1,550	35	1,700	38	1,800
66" De	28	1,150	30	1,250	33	1,350	37	1,650	40	1,800
a	33	1,450	34	1,500	36	1,600	39	1,750	42	1,900

TABLA N° 2

$$Wt \text{ (peso total)} = \text{Peso del rastrillo} + \text{Peso del mineral.}$$

$$F = 1.0 (570 \text{ lbs.} + 3.62 \text{ pies cúb/viaje} \times 220 \text{ lbs/pie cúb.})$$

$$F = 1370 \text{ lbs.}$$

Potencia del motor.

$$\text{H.P.} = \frac{F \times V}{33000}$$

$$\text{H.P.} = \frac{1370 \text{ lbs.} \times 150 \text{ pies/min.}}{33000}$$

$$\text{H.P.} = 6.22$$

Lo más cercano a esta potencia (Catálogo Ingersoll Rand) es una wincha con las siguientes características:

Wincha de 3 tamboras.

Motor eléctrico, trifásico, 60 ciclos.

7.5 H. P. de potencia.

165 pies/minutos de velocidad de arrastre.

220 pies/minutos de velocidad de retorno.

1,500 lbs. de fuerza de tracción.

1,970 lbs. de peso.

225 pies de cable de 1/2". Capacidad en cada tambora.

3.2.4. - Problemas en el relleno y sus posibles soluciones.

La importancia del relleno en este método de explotación tiene un carácter capital. De su disponibilidad depende la velocidad con que pueda llevarse el ciclo del minado.

La seguridad del personal es en gran parte, función de la calidad del relleno, después de todo, el personal trabaja bajo un techo de relleno. La calidad influye también en el proceso de rotura.

Tal vez no existe un método de explotación tan superado a este factor. Pero, no es calidad ni disponibilidad, problemas ya superados, lo que en la actualidad afecta la producción, sino la forma como se le viene aplicando, la cual, influye en la dilución del mineral.

3.2.4.1. -- Dilución.

Además del caso relativo al ancho de tajeado y línea de centros, se puede decir que la dilución tiene su origen en los siguientes trabajos mal ejecutados:

- 1- En el tendido de redondos.- Cuando los espacios entre redondos no se rellenan con el mineral remanente estas cavidades pasan a ser ocupadas por el relleno hidroneumático. El problema surge al entrar a romper el tajeo inferior pues, esas porciones de relleno entre redondos tiende a desprenderse.
- 2- El enyutado de los costados no llega al techo.- En este caso, el relleno, por rebozo, pasa a ocupar el espacio entre puntales y posteriormente saldrá junto con el mineral del tajeo adyacente.

3- Enrejados demasiado espaciados.- Esto da lugar a la rotura del yute lo que origina una situación similar a la anterior.

Como podemos ver, el control de la etapa de preparación para relleno tiene enorme influencia en los resultados de la explotación. Es importante entonces, la corrección en el mismo lugar, de todos los errores que puedan conducir a situaciones como las antes mencionadas.

3.2.4.2. - Relleno al techo.

A menudo, cuando vamos rompiendo un tajeo adyacente a otro ya relleno, vemos que el relleno del costado no llega al techo. Esta es una situación bastante delicada ya que estamos haciendo trabajar indebidamente a los puntales, en vez de que sea el relleno el que toma la carga.

La presión es tal que los puntales ceden y el colapso se produce. Los puntales no son suficientes para resistir ese peso durante mucho tiempo, esto está comprobado; es el relleno el que en realidad soporta la mayor carga.

Para lograr que el relleno llegue al techo es que se levantan barreras a mitad del tajeo. El problema tiene lugar cuando se omite esta medida.

Una forma de obtener un óptimo relleno sin necesidad de recurrir a ~~barreras~~, es dándole al tajeo una gradiente negativa, de tal manera que la parte más crítica, el fondo del tajeo, sea la primera en la que el relleno alcance el techo.

Esta medida ofrece ñas siguientes ventajas:

- La eliminación de la barrera significa un ahorro de tiempo, costo de mano de obra, costo de madera etc.
- el relleno se lleva a cabo en una sola etapa, sin necesidad de aumentar y disminuir tubos de relleno.
- puede adoptarse en cualquier momento de la etapa de explotación de un área.

3.2.4.3. - Escapes.

La tendencia debería ser a evitarlos, pero resulta que en la mayoría de los casos, las causas escapan a la inspección más rigurosa (rotura de la tela de yute, rotura de enrejados etc.).

Veamos por lo tanto, como frenar consecuencias de consideración como son: inundación de subniveles, y galerías así como también el aniego de caminos y echaderos.

Los aniegos son mayores cuando mayor es el tiempo que transcurre entre el inicio del escape y la parada del bombeo del relleno.

El objetivo es entonces, reducir ese lapso al mínimo. Esto puede conseguirse mediante un sistema eléctrico de señales ya sean sonoras o luminosas, localizando los interruptores tanto en el lugar de **relleno** como en la planta de bombeo.

Pienso que con esta medida habremos aliviado en gran parte, problemas tales como aniegos, interrupción en el transporte y sobre todo dilución de mineral.

3.2.5.- Disminución de la cantidad de madera en el soporte de tajeos.

En la actualidad no sabemos si la madera, tal como se viene empleando, se ajusta exactamente a las exigencias de presión o si su resistencia a la flexión (redondos tendidos) y a la compresión (puntales), se encuentra por encima de tales exigencias.

Lo único cierto es que, bajo condiciones normales, tanto los redondos tendidos como los puntales, trabajan perfectamente.

En busca entonces, de una disminución en la cantidad de madera que se emplea en el soporte de tajeos, pienso que debe llevar a cabo un estudio completo de mecánica de Rocas con el objeto de determinar con certeza el comportamiento del relleno y los esfuerzos a que están sometidos los elementos de soporte.

El conocimiento de estos esfuerzos nos permitirá ir a un dimensionado exacto de los elementos de sostenimiento. Podemos adelantar en forma inequívoca, que este dimensionado arrojará valores no mayores a los que se vienen empleando en la actualidad.

Especulando sobre este aspecto, tienen lugar las siguientes posibilidades.

- a) Ahorro de madera por el empleo de elementos de soporte de una menor sección transversal.
- b) ahorro de madera por el empleo de los mismos elementos de soporte pero instalados con un mayor espaciamiento entre sí.

Respecto a los entablados y enrejados pienso que se debe ir a un mayor espaciamiento entre tablas, después de todo, ese espaciamiento fué fijado en forma arbitraria.

C O N C L U S I O N E S

Tal como hemos visto a través del desarrollo del presente trabajo , a cada problema planteado se le ha ido dando sus posibles soluciones.

En general podemos decir que no hay método bueno o método malo en minería , sino más bien buenas o malas aplicaciones de un determinado método y que éste, cualquiera que sea , es siempre susceptible de mejora. A continuación presentamos las conclusiones del presente trabajo:

1. El método de Corte y Relleno descendente es de una relativamente baja eficiencia.
2. El reemplazo del método de Conjuntos de Cuadros por el método de Corte y Relleno descendente no es todo lo satisfactorio que podía esperarse.
3. La diferencia de costos , favorables al método de Corte y Relleno descendente, es consecuencia de un método de Conjuntos de Cuadros aplicado en forma descuidada , en gran parte.
4. La etapa de preparaciones para el método de Corte de Relleno descendente es de un costo **considerablemente** elevado.

5. Los cruceros de extracción o galerías de base han sido trazados en forma arbitraria.
6. Las chimeneas de extracción están dotadas de un sistema de sostenimiento recargado , incómodo y no siempre suficiente.
7. Una sola chimenea de extracción no es suficiente para un área de trabajo.
8. El atascado de una de estas chimeneas trae consigo la posibilidad de el cierre temporal de un área.
9. El espaciamiento entre subniveles es función de la presión del terreno y de la longitud de los mismos.
10. Los "dedos" , a lo largo de los subniveles , no se trazan en el número adecuado.
11. El método de Corte y Relleno descendente se aplica en forma indiscriminada.
12. Los rendimientos son afectados negativamente por la existencia de tajeos de longitud insuficiente.
13. El ancho de tajeo, la altura de perforación y la línea de centros son parámetros que se ignoran en muchos casos.

14. El equipo de limpieza de mineral no es el apropiado a las condiciones existentes.
15. La deficiente preparación para el relleno acarrea el problema de la dilución del mineral.
16. El relleno incompleto de un tajo trae consigo la posibilidad de colapso del mismo .

R E C O M E N D A C I O N E S

1. El crucero de extracción o galería de base se debe cavar en el sector que presente mayor resistencia.
2. El crucero de extracción debe seguir una dirección paralela a la de los subniveles , siempre.
3. El crucero de extracción se debe cavar tomando en consideración la forma del cuerpo mineralizado, buscando evitar tajeros de longitud insuficiente.
4. En las chimeneas de extracción , el sostenimiento con formas metálicas , en caso de usarse , se debe reducir el lado del echadero y en general , evitarlas allí donde la presión no sea considerable.
5. Toda área debe contar con una chimenea adicional de extracción.
6. Se debe buscar la disminución del número de subniveles por área , cavando estos en las cajas.
7. Los "dedos" se deben planear y cavar con la debida anticipación y espaciamiento para asegurar una extracción sistemática de mineral.

8. Los sectores en donde se tengan tajeos con una longitud inferior a la Longitud Mínima de Tajeado se deben:
 - a) Trabajar por Conjuntos de Cuadros , o en su defecto,
 - b) Trabajar por Corte y Relleno descendente pero con un mayor ancho de tajeo.
9. El control de parámetros tales como ancho de tajeado , línea de centros y altura de perforación debe ser estricto para prevenir problemas de dilución y derrumbe.
10. Se debe ir al empleo de rastrillos dentados.
11. Se debe ir al empleo de winchas de tres tamboras.
12. En la preparación para relleno se debe controlar:
 - a) El relleno entre los redondos tendidos , con el mineral remanente.
 - b) El enyutado de la labor hasta el techo.
 - c) El adecuado enrejado de la labor.
13. Los tajeos se deben trabajar con una gradiente negativa para asegurar un rellenaje hasta el techo de toda la labor.
14. Instalar un sistema de señales entre la labor en relleno y la planta de bombeo de relleno hidroneumático para casos de paradas de emergencia.

15. Llevar a cabo un estudio de mecánica de rocas , en el relleno , con miras a disminuir la cantidad de madera empleada en el soporte de tajeos.

A N E X O

Posibilidad de transportar el mineral mediante bombeo hidroneumático.

Lo siguiente es algo que no necesariamente debe o puede aplicarse solo al método de Corte y Relleno descendente. Es por eso que no se incluye en la discusión precedente. Su aplicación es posible a cualquier método de explotación.

La idea es que si podemos bombear relleno a los diferentes tajeos en la mina, entonces es posible explotar el mismo principio en el transporte de mineral en el nivel de extracción; desde la chimenea principal de descarga hasta la planta concentradora.

Considerando que el mineral de Yauricocha es en un alto porcentaje de una consistencia arenosa, pienso que se podría aprovechar ventajosamente esta característica.

Todo esto supone la eliminación total del actual sistema de transporte por locomotoras en el nivel de extracción.

El mineral que se descarga de todos los niveles por un echadero principal (0490) hasta el nivel de extracción (720) , deberá ser sometido primero a una selección , mediante un emparrillado , para separar todos los trozos de un tama

ño considerable (mayores de 3 pulgadas).

Sobre este emparrillado es posible romper estos trozos mayores a las 3 pulgadas manualmente . La descarga de este emparrillado pasará a un cedazo vibratorio con malla de 1 pulgada.

Todos los trozos mayores a 1 pulgada tendrán que ser reducidos mediante una chancadora de quijadas convenientemente ubicada.

La descarga de la chancadora , junto con el mineral que pasó por el cedazo a través de la malla, irá a la mezcladora en donde se le adicionará la cantidad de agua necesaria para obtener una pulpa fluida.

De la mezcladora , la pulpa pasará a la bomba hidroneumática para su impulsión hasta superficie mediante una tubería que podría ser de 6 pulgadas.

En vez de una bomba hidroneumática podría usarse una bomba centrífuga para pulpas , en existencia en el mercado.

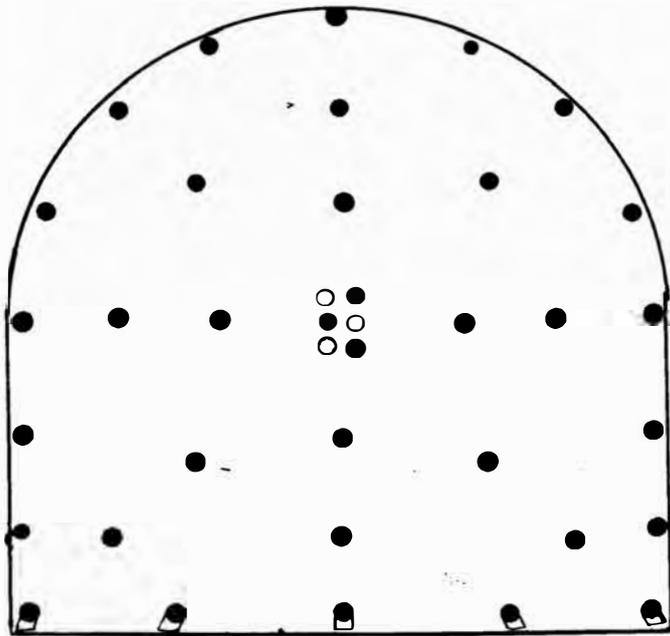
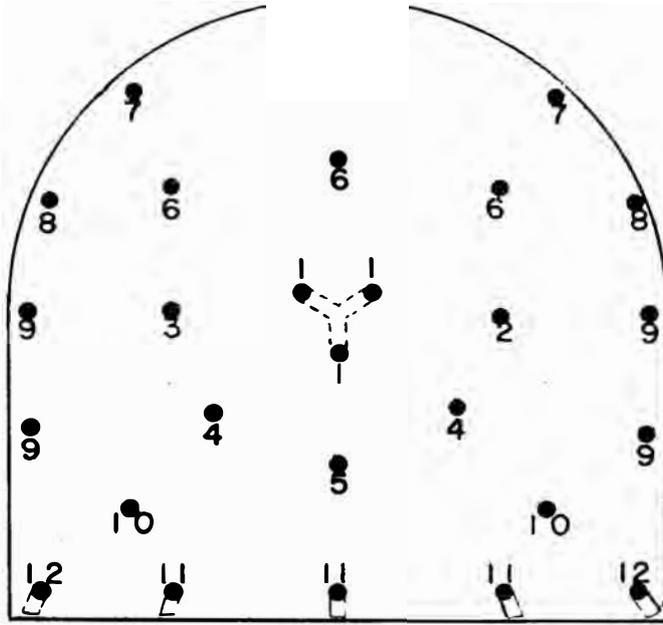
Llevar a cabo tal instalación significará la ampliación de una de las chimeneas de descarga y su acondicionamiento para la instalación del equipo necesario . La bomba hidroneumática o centrífuga se puede ubicar en el nivel de extracción.

Indudablemente los costos por concepto de transporte disminuirían notablemente ya que esto significaría entre otras cosas:

- la eliminación de las tres locomotoras que operan actualmente en el nivel 720 , con el consiguiente ahorro en reparaciones y mantenimiento.
- la eliminación de los carros Granby de 5 toneladas de capacidad . Uno de los convoyes opera con 14 carros mientras que el otro lo hace con 6.
- disminución en la cantidad de personal, ya que actualmente y en cada guardia se tienen 4 hombres operando los dos convoyes más dos hombres trabajando como chutereros . La operación de bombeo no demandaría mas de 3 hombres por guardia.

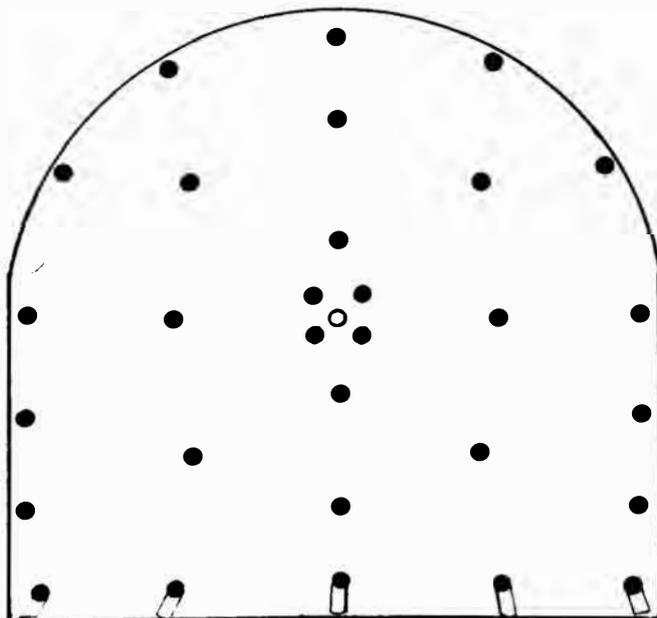
Como dejé establecido anteriormente , esto no está relacionado directamente con el método de Corte y Relleno descendente , sin embargo , de tomarse en cuenta y sobre todo de llevarse a cabo la idea, estoy seguro redundará en la obtención de una operación más eficiente a un costo inferior a los actuales niveles . La figura 9 nos puede dar una idea de la posible ubicación del equipo a instalar.

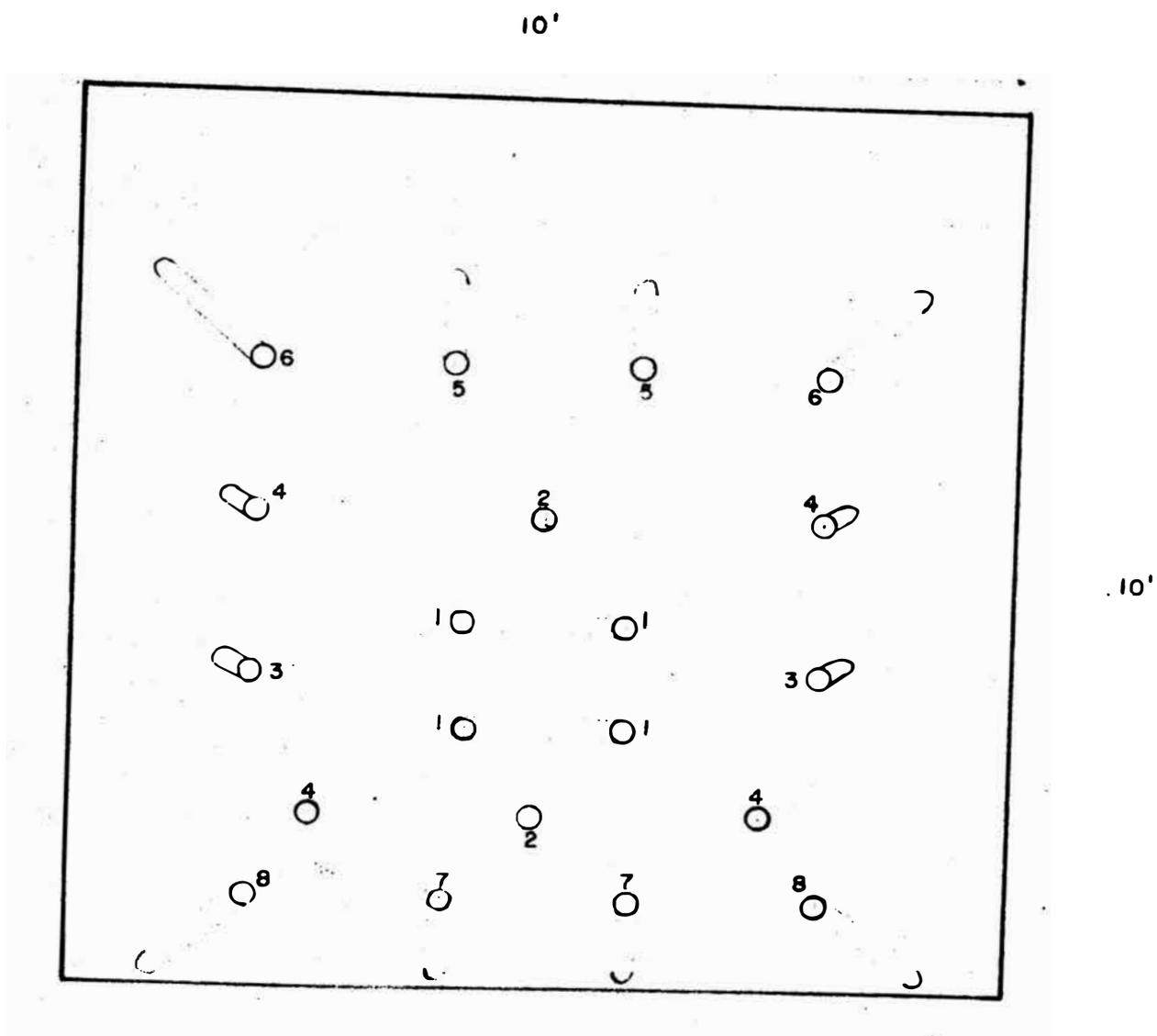
CORTE PIRAMIDE
CON 3 TALADROS.



CORTE QUEMADO
CON 6 TALADROS

CORTE QUEMADO
CON 5 TALADROS

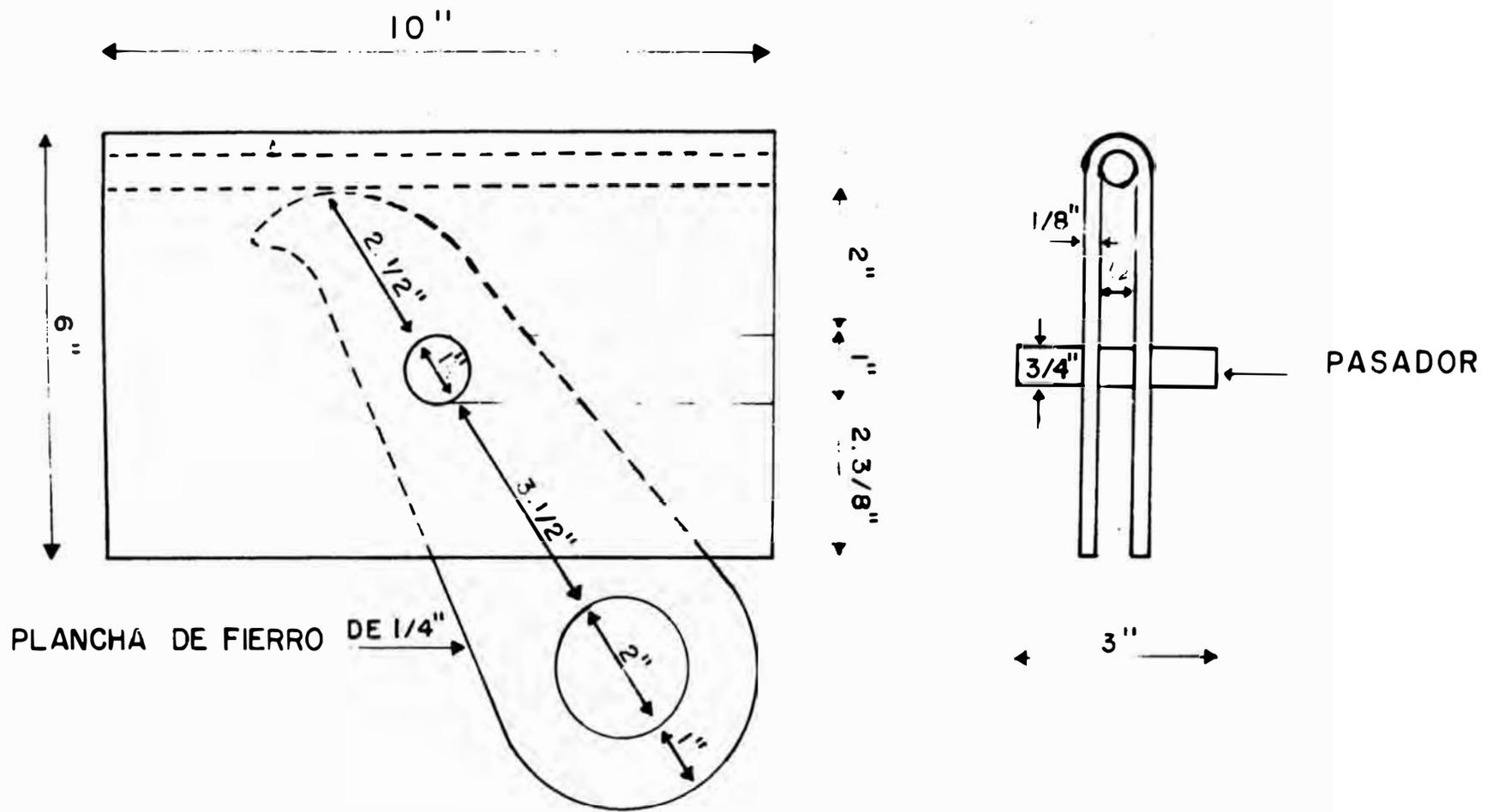




CORTE CUÑA Y TRAZO COMPLETO
EN UN TAJEO.

FIGURA 2

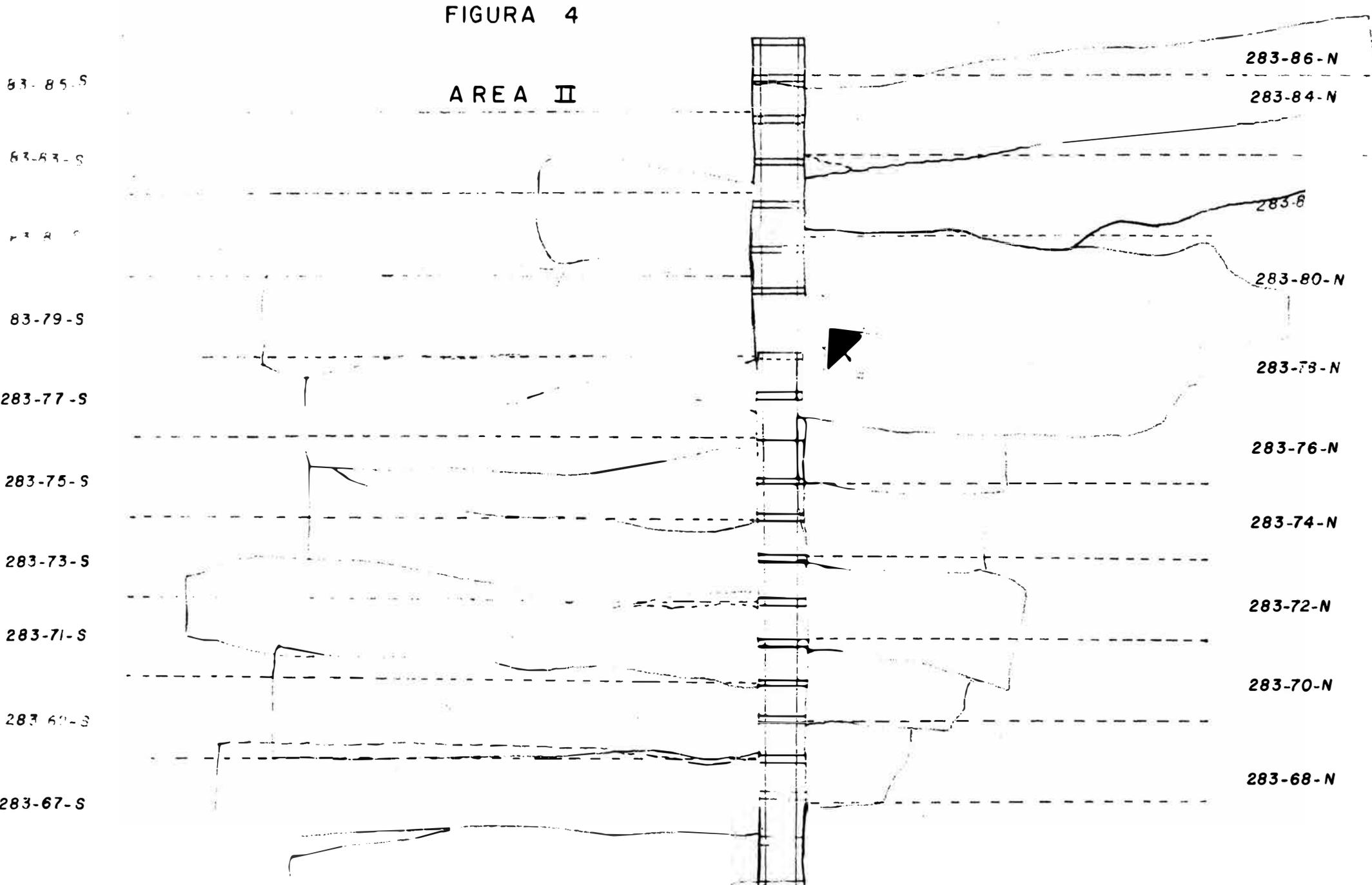
Escala : 1" = 2'



ADITAMENTO PORTAPOLEA

FIGURA Nº 3

FIGURA 4



E scala: 1:500

FIGURA 5

AREA II

283-85-N

283-83-N

283-81-N

283-79-N

283-77-N

283-75-N

283-73-N

283-71-N

283-69-N

283-67-N

283-84-S

283-82-S

283-80-S

283-78-S

283-76-S

283-74-S

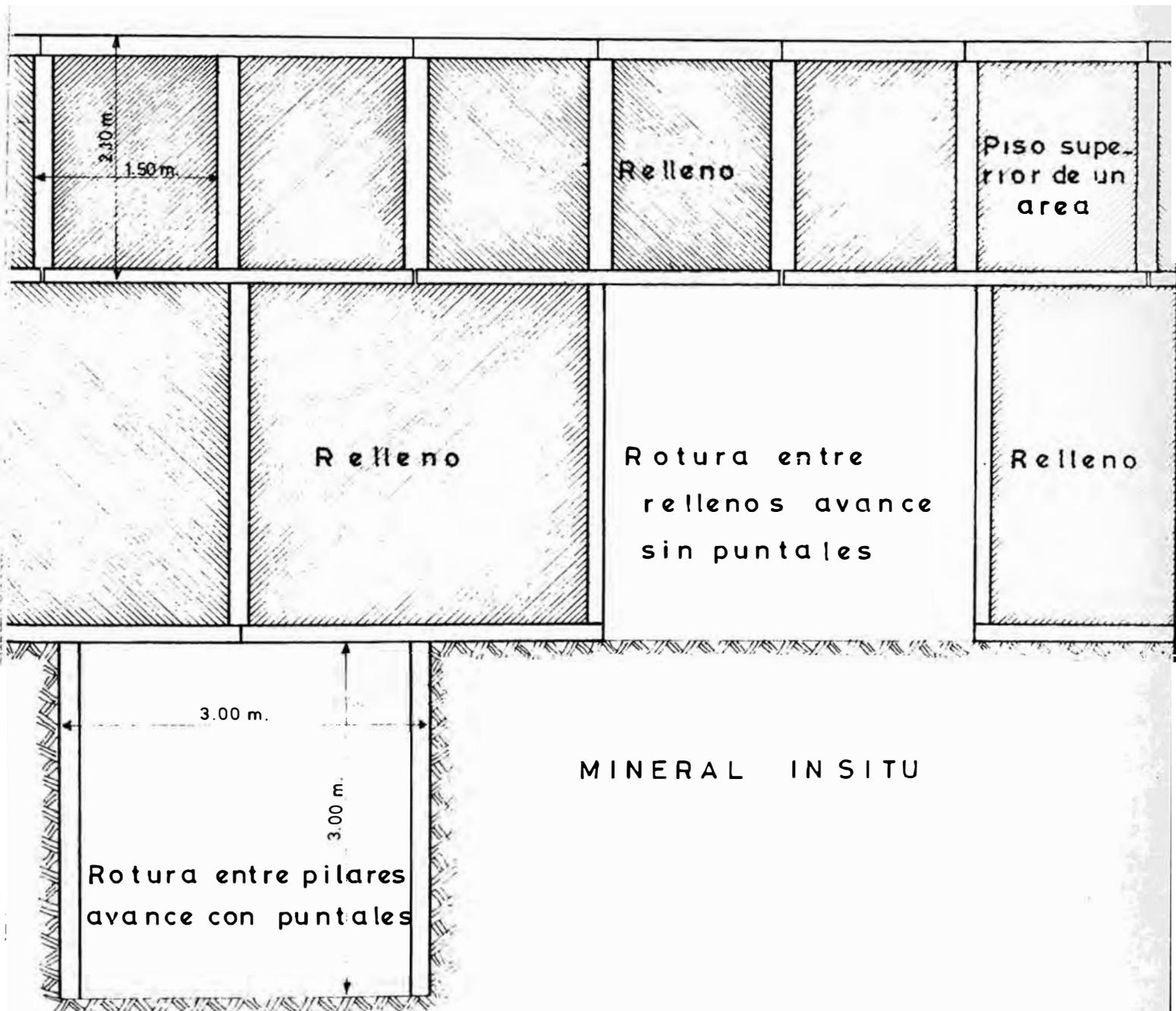
283-72-S

283-70-S

283-68-S

283-66-S

F G U R A 6



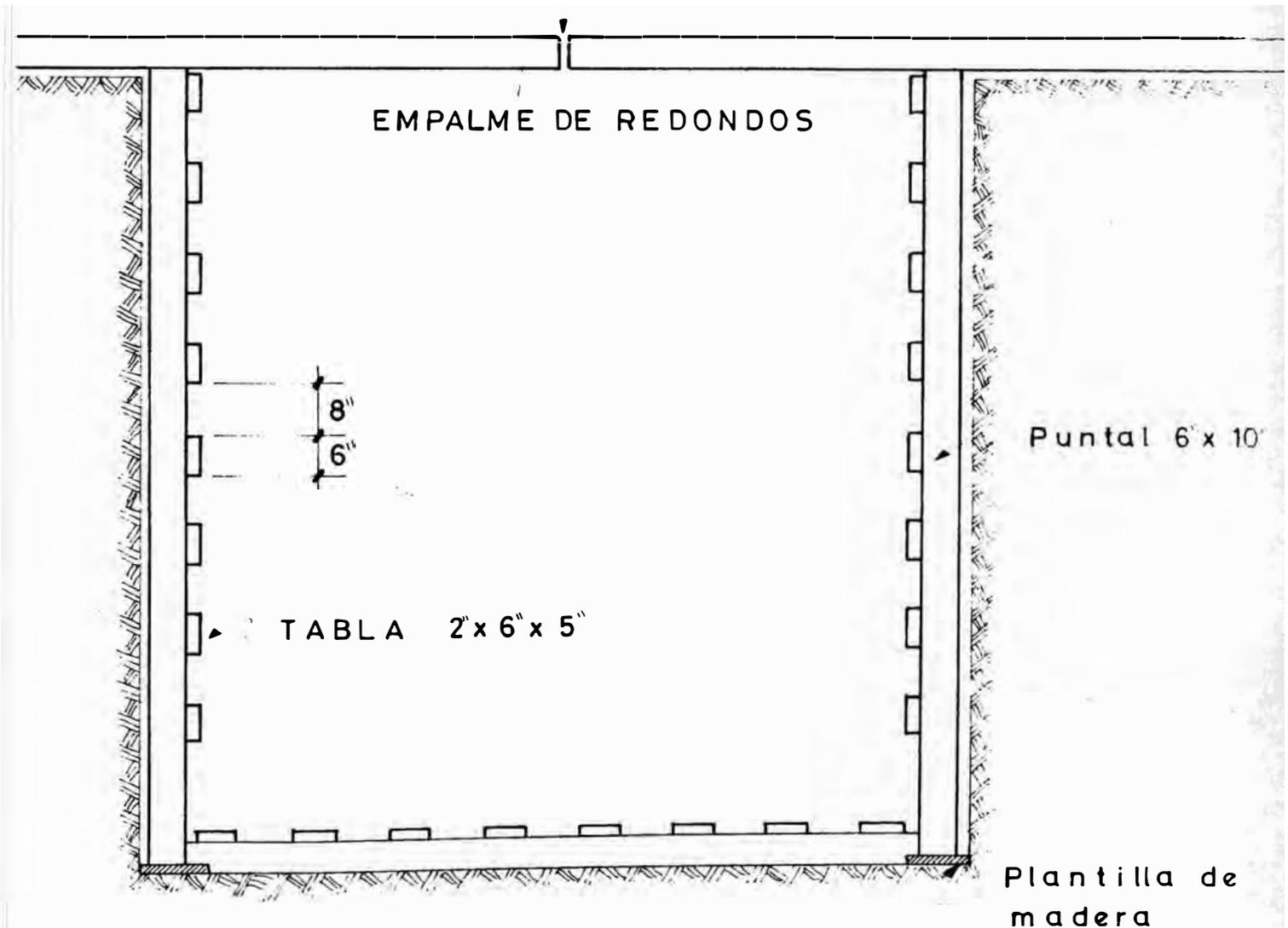
Disposicion de tajeos en un area.

Seccion vertical

Escala 1:50

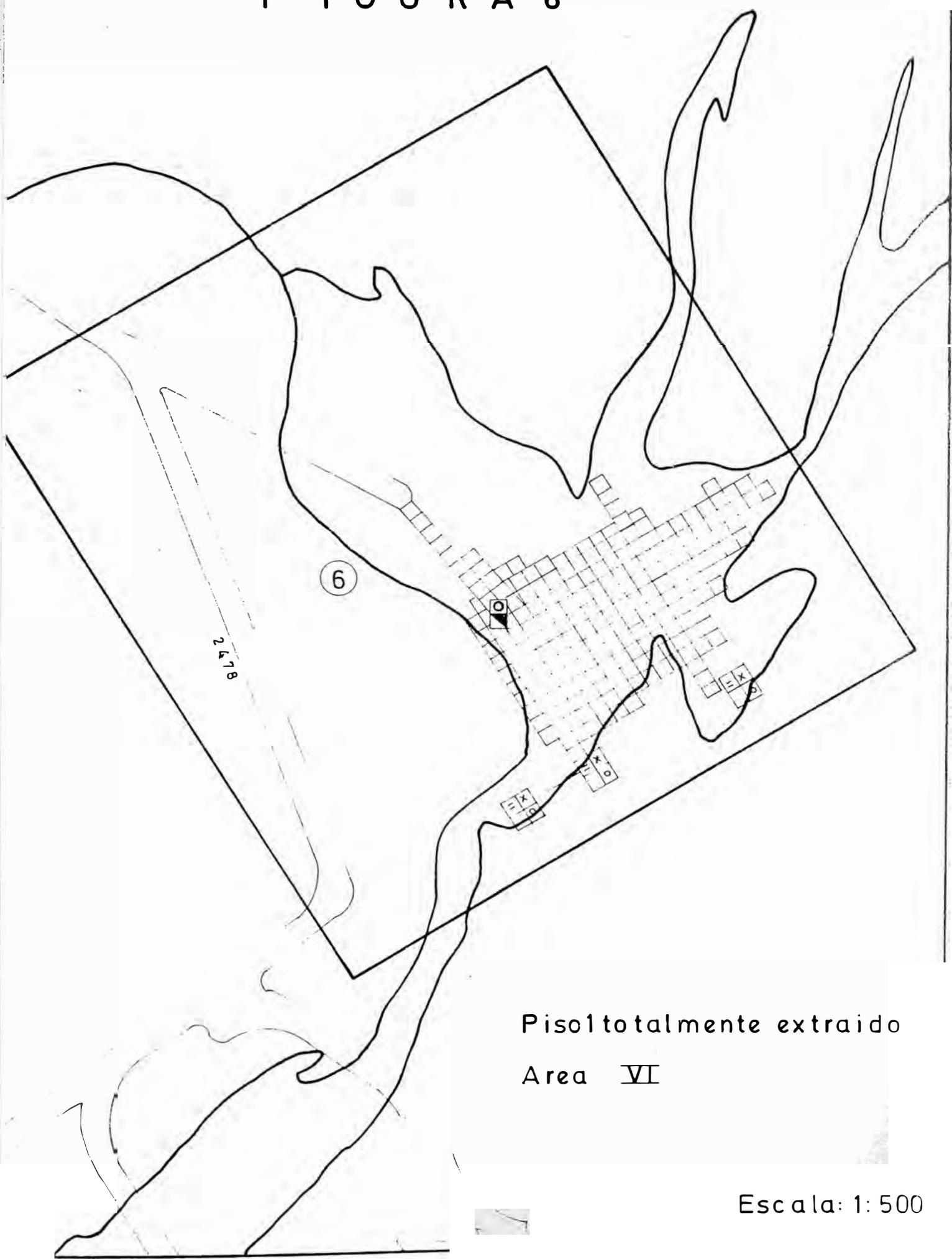
FIGURA 7

Sección transversal de un tajeo mostrando la disposición de enrejados y entablados para relleno.



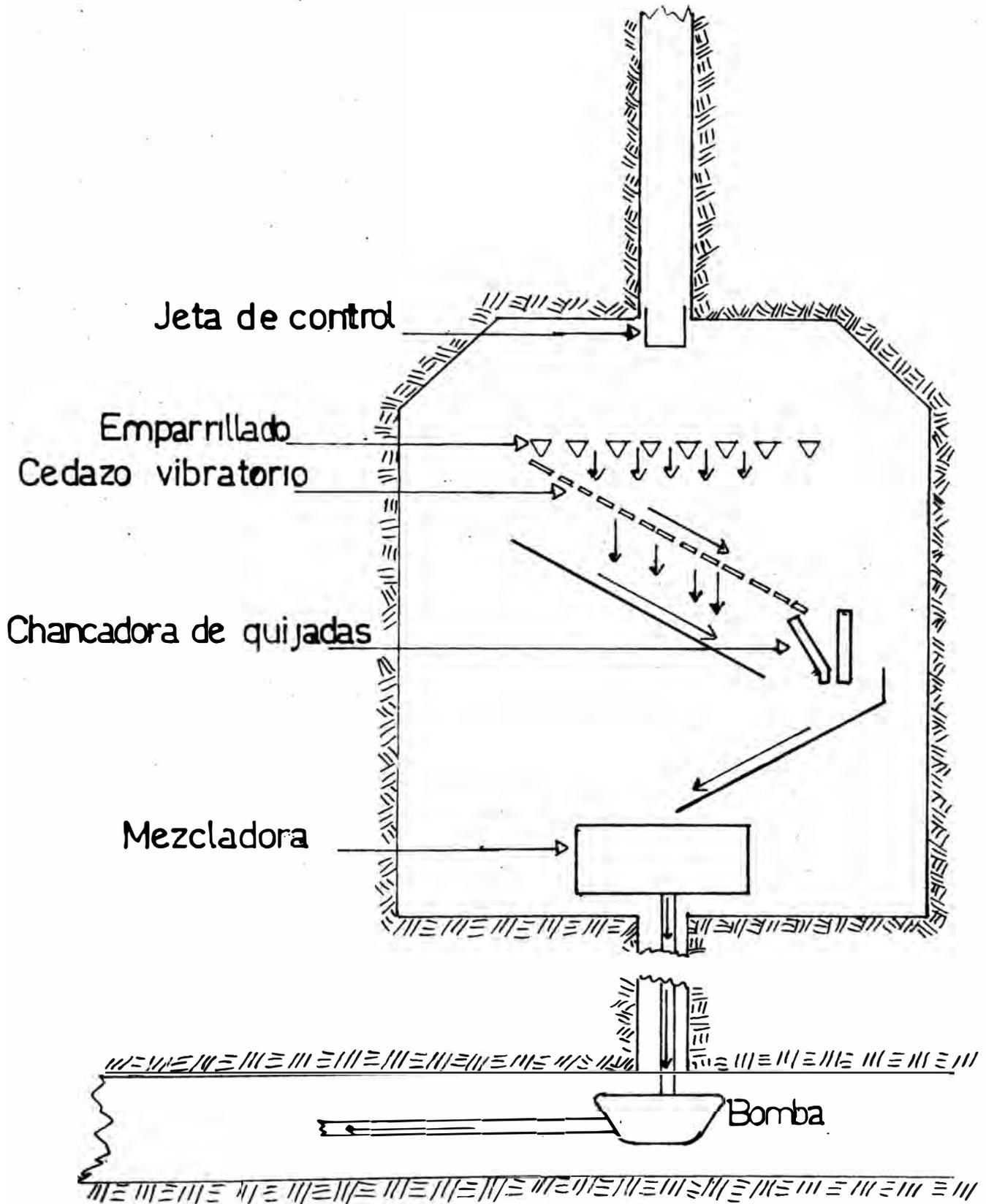
Escala: 1:25

F I G U R A 8



Piso totalmente extraido
Area VI

Escala: 1: 500



Posible estacion de bombeo de mineral

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

- | | |
|----------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Mining Engineer's Handbook | Robert Peele
Obra general en dos volúmenes |
| Introduction to mining | Stoces
Obra general en dos volúmenes |
| Curso de explotación de minas | Manuel Llosa P. |
| Elements of mining | Robert S. Lewis
Obra general |
| Método de explotación por
Corte y Relleno | Claude Laurent Anger
Informe particular |
| Application of hydraulic filling. | John Suttie
Mining Congress Journal. Octubre 1953.
Utilización del relleno hidráulico en cámara longitudinal dividida en dos partes a lo largo.
4 páginas. |
| Hydraulic Backfilling | Staff Kerr Addison - Gold Mines
Canadian Mining Journal.
Mayo 1959. Uso de relleno hidráulico en diversos métodos.
10 páginas |

Undercut and fill at the Froot
Stobie Mine of the I. N.C.O.
Ltd.

I.N.C.O. developes Undercut
and Fill Stopping.

The use of Hydraulic Filling at
the underground mines of the
I.N.C.O. Ltd.

Enmaderado y soporte de la-
bores subterráneas en minas pe-
queñas.

J.A. Pigott and R.J. Hall
Canadian Mining and Meta-
llurgical.

Bulletin. Junio 1961.

Sustitución a los Conjuntos
de Cuadros por un Corte y
relleno de bajada con lon-
garinas de tablas.

4 páginas.

Anónimo.

World Mining Octubre 1961.

3 páginas.

J. Mc Creedy y W.J. Taylor
Canadian Mining Journal. Set.
1960.

9 páginas.

V.F.W. Staley

Idaho Bureau of Mines &
Geology.

Bulletin 21

Moscow, Idaho. July 1962.