

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingenieria
Geologica Minera y Metalurgica



ALTERNATIVA DE MINADO EN LOS
MANTOS DE MINERA YAULI S.A.

T E S I S

Para Optar El Titulo Profesional De
INGENIERO DE MINAS

JOSE CARLOS BOLUARTE SILVA

LIMA - PERU
1990

AGRADECIMIENTO:

Hago presente mi agradecimiento a la Universidad Nacional de Ingenieria por haberme acogido en sus aulas y hacer de mí un profesional competente.

Asimismo quiero agradecer a la plana Docente de la Facultad de Ingenieria de Minas por las enseñanzas vertidas hacia mi persona.

Tambien agradezco a MINERA YAULI S.A. por haberme permitido diseñar, desarrollar y aplicar el Método de explotación tema de la presente Tesis.

INDICE

CARATULA

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

INDICE

CAPITULO 1: INTRODUCCION

- 1.1.-Antecedentes 8
- 1.2.-Objetivos y alcance del estudio 9

CAPITULO 2: GENERALIDADES

- 2.1.-Ubicación 10
- 2.2.-Accesibilidad 10
- 2.3.-Clima y vegetación 10
- 2.4.-Recursos 11
- 2.5.-Geología 11
 - 2.5.1.-Geología General 11
 - 2.5.2.-Geología Estructural 12
 - 2.5.3.-Geología Económica 13
- 2.6.-Reservas de mineral 15
- 2.7.-Sistema de minado según tipo de estructura 16

CAPITULO 3: EQUIPOS UTILIZADOS - EFICIENCIAS - COSTOS

- 3.1.-Introducción 18
- 3.2.-Estudio del autocargador marca TAIKU T3H 18
 - 3.2.1.-Principales características técnicas 18
 - 3.2.2.-Componentes del ciclo de trabajo 19
 - 3.2.3.-Factores de eficiencia para el trabajo 21
 - 3.2.4.-Peso del material y factor de esponjamiento 22
 - 3.2.5.-Cargas utiles del vehiculo 22
 - 3.2.6.-Producción horaria (TMS/hr) 23
 - 3.2.7.-Producción horaria para diferentes distancias 24
 - 3.2.8.-Costo horario del autocargador Taiku (\$/hr) 25
 - 3.2.9.-Costo horario del operador (\$/hr) 31
 - 3.2.10.-Costo horario de compresora (\$/CFM) 31
- 3.3.-Estudio del winche de arrastre marca JOY de 15 HP 32
 - 3.3.1.-Introducción 32
 - 3.3.2.-Características técnicas 32
 - 3.3.3.-Producción horaria (TMS/hr) 33
 - 3.3.4.-Costo horario del winche de arrastre de 15 HP (\$/hr) 33
- 3.4.-Estudio de la máquina perforadora Jack Leg Montavert T-28 34
 - 3.4.1.-Características técnicas 34

3.4.2.-Producción horaria	35
3.4.3.-Costo horario de la perforadora Jack Leg	35
CAPITULO 4: SITUACION ANTERIOR DEL METODO DE EXPLOTACION EN EL MANTO	
4.1.-Descripción del método	36
4.2.-Diseño de explotación	37
4.3.-Etapas de minado	37
4.3.1.-Exploraciones y desarrollos	37
4.3.2.-Preparación	38
4.3.3.-Explotación	38
4.4.-Equipos utilizados - eficiencias	38
4.4.1.-Eficiencia de la máquina perforadora Jack Leg	38
4.4.2.-Eficiencia del winche de arrastre	39
4.4.3.-Eficiencia del autocargador Taiku	39
4.4.4.-Balance de equipo	39
4.5.-Personal - eficiencias	40
4.6.-Servicios auxiliares	40
4.7.-Eficiencias de minado	40
4.7.1.-Perforación	40
4.7.2.-Voladura	41
4.7.3.-Acarreo	41
4.8.-Costos	41
4.8.1.-Perforación	41
4.8.2.-Voladura	42
4.8.3.-Acarreo	42
4.9.-Recuperación del método de explotación	42
4.10.-Ventajas y desventajas del método descrito	43
CAPITULO 5: FUNDAMENTO DE MODIFICACION DEL METODO DE EXPLOTA CION EN LOS MANTOS	
5.1.-Factores geológicos	44
5.2.-Factores de disponibilidad de equipos	44
5.3.-Factor de dimensionamiento de la mina	45
5.4.-Factor de seguridad	45
5.5.-Factor de eficiencias de minado	45
5.6.-Factor de recuperación del método de explotación	45
5.7.-Factor económico	46
CAPITULO 6: ALTERNATIVA DE METODO DE EXPLOTACION PARA MANTOS CON POTENCIA MENOR DE 4.0 METROS	
6.1.-Descripción del método	47
6.2.-Diseño de explotación	49

6.3.-Etapas de minado	50
6.3.1.-Exploración y desarrollo	50
6.3.2.-Preparaciones	50
6.3.3.-Explotación	51
6.4.-Equipos utilizados - eficiencias	52
6.4.1.-Eficiencia de la máquina perforadora Jack Leg marca Montavert T-28	53
6.4.2.-Eficiencia del winche de arrastre marca Joy de 15 HP	53
6.4.3.-Balance de equipo	54
6.5.-Personal - eficiencias	55
6.6.-Servicios auxiliares - Ventilación	55
6.7.-Relleno - costos - soluciones	56
6.8.-Eficiencias de minado	57
6.8.1.-Perforación	57
6.8.2.-Voladura	58
6.8.3.-Acarreo	58
6.9.-Costos	59
6.9.1.-Perforación	59
6.9.2.-Voladura	59
6.9.3.-Acarreo	59
6.10.-Ciclo de minado para un tajeo de 2000 TMS/mes	60
6.11.-Consumo de materiales para un mes para un tajeo de 2000 TMS	61
6.12.-Recuperación del método de explotación	62
6.13.-Ventajas y desventajas del método de explotación descrito	62
CAPITULO 7: ASPECTO ECONOMICO	
7.1.-Costo de explotación del método Camaras y Pilares - Costo del mineral no recuperado	64
7.2.-Costo de explotación del método Corte y Relleno Direccional	65
7.3.-Criterios de selección final - cuadro comparativo de los métodos de explotación y analisis del mismo	65
7.3.1.-Analisis de eficiencias	67
7.3.2.-Analisis de costos	68
7.3.3.-Analisis de equipos y personal	68
7.3.4.-Analisis de la recuperación	69
CAPITULO 8: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	70

PLANOS:

- Nº 1.-Diseño de explotación Cámaras y Pilares
- Nº 2.-Diseño de exploraciones
- Nº 3.-Diseño de preparaciones C&P
- Nº 4.-Diseño de voladura C&P
- Nº 5.-Diseño de explotación Corte y Relleno Direccional
- Nº 6.-Diseño de voladura C&RD
- Nº 7.-Chute de madera
- Nº 8.-Vista isometrica del método C&RD
- Nº 9.-Plano general del Mantol 1

GRAFICOS:

- Nº 1.-Producción horaria versus distancia del autocargados Taiku
- Nº 2.-Ciclo de minado C&RD

ANEXOS:

- Nº 1.-Programa de producción julio 1989 - Diciembre 1990 sección Intermedia
- Nº 2.-Productividad por tajeos meses enero 1989 - junio 1989
- Nº 3.-Standares de minado

TABLAS:

- Nº 1.-Vida económica de los equipos
- Nº 2.-Consumo de combustibles y lubricantes
- Nº 3.-Consumo horario de grasas

BIBLIOGRAFIA

CAPITULO 1

1.-INTRODUCCION

1.1.-ANTECEDENTES:

Dado que el yacimiento de MANUELITA=ALPAMINA, de propiedad de MINERA YAULI S.A. ,se viene trabajando desde épocas antiguasy siendo un yacimiento potencialmente bueno en estructuras del tipo vetas , hasta hace poco se venía trabajando solamente las mencionadas estructuras (vetas) dejando de lado la explotación del manto de contacto, aún cuando esta estructura tipo manto era conocida y se tenía mineral económico cubicado. Los trabajos realizados en el manto fueron ínfimos, quedando intacto casi todo el potencial de esta estructura, todo esto debido a la dificultad que presentaba el manto para ser explotado con los métodos de explotación convencionales para este tipo de estructura, dado que las características de la caja techo no se adecuaban a estos metodos ya que en su mayoría es roca caliza completamente alterada y brechada, haciendo complicada la explotación aún aplicando camaras y pilares (C&P): Este método Cámaras y Pilares aplicado con gran fuerza - el año 1985, entre el Nv "0" y el Nv +27, es materia de estudio en el capítulo 4, cabría mencionar que es un método de explotación no apropiado para este manto por las características tecnicas que presenta la caja techo. Digo que no es apropiado el método mencionado porque del mineral cubicado y trabajado con este sistema, se quedo Insitu aproximadamente un 60% logrando extraer solamente

...///

un 40% lo cual para un método de explotación no es lo óptimo ni lo recomendable. Asimismo la potencia del manto de contacto es variable ya que en algunos niveles el manto tiene una potencia real de 10 metros caso del Nv -60, lo cual definitivamente hace que se piense en otros métodos de explotación deferente al de camaras y pilares.

1.2.-OBJETIVOS Y ALCANCE DEL ESTUDIO:

El objetivo principal de la presente Tesis es el de plantear una alternativa de minado, para la explotación del manto de contacto de la mina MANUELITA de propiedad de MINERA YAULI S.A., siendo esta una alternativa para mantos de potencias menores de 4.0 metros.

La nomenclatura del sistema de explotación planteado es "CORTE Y RELLENO DIRECCIONAL" (C&RD), diseñado y aplicado por mi persona. La razón del direccional es porque el corte y el relleno van en dirección al rumbo del manto.

Este método de explotación es descrito y analizado desde el punto de vista geológico-minero así como también se hace un análisis económico y técnico, comparandolo con el sistema Camaras y pilares, este último es un sistema tradicional para la explotación de estructuras con buzamientos menores a 60° .

El presente trabajo en lo que se refiere al método de explotación corte y relleno direccional, que es aplicable a mantos con potencias menores a 4.0 metros y buzamiento menor de 50° , pienso que es un método que puede generalizarse en todas las minas, pasando a reemplazar al clásico camaras y pilares, el motivo de esta afirmación esta basada en la alta recuperación del método que alcanza casi el 100%, además de que todos los índices de productividad obtenidos son altos para una minería convencional.

Asimismo cabe mencionar que dado la importancia del volumen cubicado en el manto de contacto de la mina Manuelita se hace importante este diseño, ya que la contribución de mineral del manto, a la producción mensual actualmente es 50%, con tendencia a ir en aumento, por la mecanización de los mantos.

CAPITULO 2

2.-GENERALIDADES

2.1.-UBICACION:

La mina Manuelita-Alpamina de Minera Yauli S.A. se encuentra ubicada en:

Departamento: Junin

Provincia: Yauli

Distrito: Morococha

Paraje: Alpamina

Latitud: S110° 36' 01"

Longitud: W 76° 07' 16"

Altura: 4473.74 msnm

Distante a 142 Km de Lima.

2.2.-ACCESIBILIDAD:

La unidad Manuelita-Alpamina, dista 142 Km al este de la ciudad de Lima. La principal vía de acceso desde Lima es la carretera central y esta aproximadamente a 3 horas en auto. Tambien es accesible por tren desde un desvio ubicado en Ticlio. La mina esta aproximadamente a un kilometro de la ciudad de Morococha.

2.3.-CLIMA Y VEGETACION:

El clima en esta zona es frigido, con dos estaciones bien

...///

marcadas en el año; una estación seca , desde Abril hasta Noviembre (helada) y una estación húmeda de Diciembre hasta Marzo (lluvias). La temperatura promedio es de 8°C aproximadamente.

La vegetación es poco abundante , típicamente de puna - (ichu). La humedad relativa es de 80%.

2.4.-RECURSOS:

En lo referente a recursos hídricos el agua que se utiliza en la planta concentradora, proviene de la laguna Huascacocha, desde donde el agua es bombeada en dirección a la planta. El agua que se usa en la mina es captada de filtraciones en interior mina y almacenadas en reservorios contruidos con ese fin desde donde es utilizada. El agua para consumo humano es transportada hacia los campamentos en camiones cisternas, desde unos ojos de agua ubicados a 2 Km.

La mano de obra es calificada, la mayoría de la gente tiene entrenamiento y experiencia por ser un distrito minero muy antiguo.

La energía eléctrica utilizada en el distrito de Morococha es proporcionada por la central hidroeléctrica de Pachachaca propiedad de CENTROMIN PERU.

Alimentos, ropa y demás insumos para el personal así como materiales e insumos para la operación de la mina (maquinarias, repuestos, combustibles, etc.) son fácilmente asequibles debido a la cercanía con ciudades principales como son Lima y La Oroya.

2.5.-GEOLOGIA:

2.5.1.-GEOLOGIA GENERAL:

La unidad Manuelita-Alpamina es un antiguo valle - valle glaciar representada por una cadena de cerros altos (sobre los 4500 msnm). El área más baja corresponde a un valle glaciar principal de rumbo general este-oeste, aquí esta ubicada la laguna Huascacocha y Huacracochoa, los picos más elevados corresponden a la diorita Anticona y a la monzonita cuarcífera stock Potosí e intrusivos terciarios del levantamiento andino.

El Distrito Minero de Morococha es conocido desde

la época colonial y recién fué trabajada en gran -
escala desde principios del siglo XX.

La compañía Minera Yauli S.A. Tiene una extensión
de 1 Km² aproximadamente en denuncios de su pro-
piedad, en esta area donde se hace laboreo minero,
dentro de esta area existen algunas conceciones de
Centromin Perú y otras compañías.

2.5.2.-GEOLOGIA ESTRUCTURAL:

Estructuralmente el area se encuentra en el flanco
Este de un gran anticlinal y por observación super-
ficial del distrito minero de Morococha se inter-
preta:

A principios del terciario, fuerzas compresivas -
de dirección E-W, arquearon las rocas sedimentarias
y formaron un gran anticlinal asimétrico con los -
volcanicos Catalina formando el nucleo. El eje del
anticlinal tiene un rumbo SW-NE y un buzamiento -
de 10° - 15°N, el flanco Este es de 30°-40°E.

Las fuerzas compresivas que formaron el anticlinal
fueron mitigadas por la formación de dos fallas in-
versas, la falla Toldo Potosí en el flanco Este y
la falla Gertrudis en el flanco Oeste.

Posteriormente, pero siempre en la relación direc-
ta con las fuerzas de compresión, se formaron fa-
llas de cizalla en dirección NE-SW y NW-SE. Más -
tarde aún como consecuencia de un arqueamiento del
eje del anticlinal se formaron fracturas de tensión
con dirección E-W y NE-SW, constituyendo un sistema
de vetas que tienen en promedio un rumbo de N30°E
y un buzamiento de casi todas allas al SE, las ve-
tas principales son aproximadamente 15 y son de re-
gular potencia y profundizan bien, las vetas hacia
el este se debilitan y terminan en el contacto con
la caliza de la formación Mitu, contacto que esta
mineralizado y tiene un rumbo aproximado de Sur-
Norte y un buzamiento promedio de 40°.

Las vetas presentan ensanchamientos y adelgazamien-
tos en las fisuras, producidos por movimientos a -
lo largo y en altura de los mismos, estas vetas -

...///

algunas veces ramifican, dividen y vuelven a empalmarse.

El manto de contacto entre la veta 11 y la veta - Eneida es una estructura uniforme conformado por - menas de Ag-Pb-Zn, saliendo de estas vetas en ambas direcciones tanto como al sur así como al norte la estructura se brecha, sin mineralizarse, volviendo a mineralizar más al Norte.

2.5.3.-GEOLOGIA ECONOMICA:

a) Alteración:

Precediendo o posiblemente contemporaneo con las - más tempranas actividades intrusivas a profundidad el distrito de Morococha ha sufrido metamorfismo - regional debido al peso de las capas superiores, - compresión y aumento de temperatura. Después de - esto la zona estuvo sujeta a dos posibles períodos de actividad hidrotermal como resultado de la intrusión magmática. En la primera fase, las calizas fueron probablemente extensamente alteradas y solo ligeramente las otras rocas. En la segunda fase - vino la deposición de minerales, colapso de las - paredes de las vetas y cementación.

b) Períodos:

Período de metamorfismo regional, durante este período las calizas dolomíticas o lutáceas fueron - marmolizadas. Dos horizontes alterados fueron favorables para la mineralización, estos horizontes están debajo del basalto en la parte superior de la formación Potosí.

Período de alteración hidrotermal, las calizas han sido extensamente alteradas por fluidos originados antes y durante el emplazamiento y cristalización del intrusivo Morococha. En otras rocas solo silicificación.

Período de deposición de minerales, antes de la deposición de minerales o metalización el intrusivo Morococha estaba emplazado y parcialmente o totalmente cristalizado, la formación Potosí intensamen

...///

te alterada y los volcánicos Catalina intensamente silicificado. Además estaban presentes los sistemas de fracturas cortando todos los tipos de rocas. Las soluciones mineralizantes ascendieron y depositaron su carga en los sitios ya preparados, formando de esta manera vetas, mantos, cuerpos, depósitos de contacto irregulares y cuerpos de mineral disseminado de baja ley. La alteración hidrotermal de la roca de caja debido a las soluciones mineralizantes no es extremadamente intensa. En los volcánicos Catalina es común la silicificación y sericitización adyacentes a la veta. En las calizas se observa silicificación de las cajas y decoloración. Período de lixiviación, después del período de metalización, las vetas y los mantos sufrieron localmente lixiviación, la cual no ha sido muy intensa; en algunas zonas los sulfuros y minerales de ganga fueron lixiviados y se formaron brechas de colapso y luego fueron recimentadas por rodocrosita, sílice amorfa y algo de sulfuros.

Período de oxidación y enriquecimiento supergénico, La zona oxidada se presenta en una forma variada, pues ella se ha originado por las soluciones oxidantes que han aprovechado las características estructurales, ejerciendo un control sobre la distribución de los minerales. La zona de cisallamiento sirven de canales permeables permitiendo la oxidación y el enriquecimiento supergénico.

c) Depósitos de minerales:

A través de las observaciones de superficie y desarrollo minero en la mina Manuelita, los minerales comerciales se presentan entre tres tipos de depósitos. **Vetas:** Las vetas son definidas y persisten en los volcánicos Catalina. En la formación Potosí (superficie) se ramifican y forman estructuras del tipo cola de caballo. Los mejores afloramientos de vetas ocurren tanto en los volcánicos Catalina, formación Mitu y formación Potosí. En algunas vetas las zonas de menor buzamiento contienen mineral comercial. La textura de cada una de las vetas es muy variable, -

...///

pero la más común es un intercrecimiento de grano fino a casi grueso, de los minerales comerciales y de ganga. La asociación de minerales puede mostrar texturas como bandeamiento, incrustaciones y crestas de gallo. Algunas vetas presentan reemplazamiento parcial o total de las cajas, lo que hace que las cajas presenten muchas irregularidades.

Depósitos de Contacto: Estos depósitos son los que constituyen el Manto de contacto que en algunos casos por su potencia forma cuerpos. Al piso de este manto se encuentra el volcánico Catalina y al techo se encuentra las calizas de la formación Pucara, bastante alterada por fallamiento del tipo sobreescorrimento. El mineral económico de esta estructura la conforman básicamente tetraedrita, platas rojas, esfalerita y galena la ganga está compuesta por pirita, rodogrosita y silice.

Depósitos de reemplazamiento: Formado por mantos y cuerpos, depósitos de este tipo se encuentran en las calizas. Los depósitos son irregulares y son el resultado del reemplazamiento selectivo de un horizonte favorable de la caliza o reemplazamiento guiado por una falla. todos estos depósitos presentan mineralización muy pobre.

En resumen, los volcánicos Catalina se encuentran intensamente silicificados después del período de deposición de los minerales y las vetas y mantos después de la metalización sufrieron localmente lixiviación, siendo algunas partes más intensas donde se han formado brechas de colapso y luego fueron recementadas por rodocrosita, silice amorfa y algo de sulfuros. La alteración hidrotermal de la roca caja debido a soluciones minerales no es extremadamente intensa, siendo la silicificación piritización y sericitización las principales alteraciones.

2.6.-RESERVAS DE MINERAL:

Según el inventario de minerales de 1989 se tiene un total de reservas probadas y probables de 1'041,678 TMS, con un

...///

valor promedio de CUT-OFF de \$ U.S. 40 por TMS.

La mineralización es polimetálica y los valores promedios para la cabeza son de : Pb: 2.5%, Zn: 3%, Cu: 0.20% y Ag: 6-7 oz/TM.

Del total de reservas económicas el 50% lo conforman estructuras tipo manto, mientras que el 50% restante lo conforman las vetas.

Actualmente la explotación es de 600 TMS/día de los cuales 300 TMS son de procedencia del Manto.

2.7.-SISTEMA DE MINADO SEGUN TIPO DE ESTRUCTURA:

a) Vetas:

En las vetas encontramos dos tipos básicos de minado que son el almacenamiento provisional y el corte y relleno ascendente, aplicándose estos métodos por las condiciones de alteración de cajas; así tenemos que en vetas con cajas competentes y buzamiento apropiado mayor de 60°, se aplica el almacenamiento provisional (Shrinkage), mientras que en condiciones de caja suave y alterada con buzamientos mayores de 50° se aplica el corte y relleno ascendente, con relleno proveniente de desarrollos así como también con relleno proveniente de superficie y en caso de que el block trabajado no tuviera acceso por el nivel superior se rellenaba con huecos de perro (dog holes). En ambos métodos en la perforación se utiliza máquinas perforadoras stoper y/o jack legs marca Montavert, según fuera el caso. En el acarreo se utiliza winchas de arrastre marca JOY con motores de 15 HP y 7.5HP de potencia, según fuera el caso, los rastrillos (scraper) son de 24" para el winche de 7.5 Hp y de 26" para el winche de 15 HP.

b) Mantos:

En los mantos entre el nivel 0 y el nivel +27 se aplican cámaras y pilares, este método de explotación se evalúa en el Capítulo 4, también cabe mencionar que en el nivel -60 se hizo laboreo minero sin diseño de explotación alguno el cual se centró básicamente en una zona del manto de 12 metros de potencia por 60 metros de largo y un encampane de 15 metros verticales, los trabajos que realizaron en esta zona fueron trabajos de rapiña, en el cual inclusive dejaron enterrado un autocargador. El laboreo con

sistio en estocadas , cámaras, chimeneas y subniveles - quedando casi intacto el block (aproximadamente unas - 7000 TMS), para este area se planteo y se diseño derrum**u** bamiento de bloques, atacando desde un subnivel ubicado al piso del manto en roca volcanica, desde donde se explota. En la zona de los mantos angostos o con potencias menores de 4.0 metros, se cambia completamente el sistema de explotación camaras y pilares por el de corte y re**l**leno direccional, este método se evalua en ~~el~~ capítulo 6. En los mantos con potencias mayores de 4.0 metros se aplica el método camaras y pilares combinado con corte y relleno ascendente, para la perforación y voladura se usa taladros horizontales ó brasting. El equipo utilizado es en perforación máquinas jack legs marca Montavert y para el acarreo según la potencia del manto, wincha de - 15 HP, para mantos con potencia menor de 4.0 metros y - autocargadores marca Taiku en los mantos con potencia mayor de 4.0 metros.

CAPITULO 3

3.-EQUIPOS UTILIZADOS - EFICIENCIAS - COSTOS

3.1.-INTRODUCCION:

En este capítulo se hará el cálculo de producción horaria y costos de posesión y operación (Cp&o) de cada equipo, tomándose ya como dato general para todo el presente trabajo, considerándose como factor importante - de corrección para cada método de explotación el factor de utilización del equipo.

Cabe mencionar que para el cálculo de producción horaria de los equipos ha sido necesario la toma de datos de campo principalmente para la definición de los ciclos de trabajo de cada equipo, en la presente tesis solo se coloca los promedios de los ciclos de trabajo.

Asimismo para el cálculo de costos se ha seguido el modelo de cálculo de costos del Manual TEREX.

3.2.-ESTUDIO DEL AUTOCARGADOR MARCA TAIKU T3H:

3.2.1.-PRINCIPALES CARACTERISTICAS TECNICAS:

El autocargador es una alternativa para el acarreo de mineral, este equipo es de movimiento netamente horizontal, vale decir que no puede o difícilmente trabaja en labores con gradientes máximas de $\pm 5\%$, la operación requiere de un operador y su ayudante.

...///

Principales características técnicas del autocargador TAIKU:

- Peso total 3800 Kg = 8360 Lbs
- Capacidad de cuchara: 0.15 m³
- Capacidad de cajón: 1.20 m³
- Motores:
 - Motor neumático para viaje: 8.5 HP x 2
 - Motor neumático para cuchara: 11 HP x 1
 - Motor neumático para tolva: 5 HP x 1
- Sistema hidraulico
 - presión de trabajo: 1706 psi
 - Velocidad de trabajo: 1 - 1.5 m/seg
- Máxima pendiente bajo máximas condiciones de operación: \pm 5%
- Radio de giro: puntual (tracción en las 4 ruedas)
- Presión de aire en operación : 70 - 100 psi
- Consumo de aire: 250 - 300 CFM
- Diametro de manguera: 1.5 - 2.0 pulg.
- Llantas: completamente de jebe 9 x 10"

Para el cálculo de equipo debemos considerar 5 factores importantes:

- 1.- Componentes del ciclo de trabajo.
- 2.- Factores de eficiencia para el trabajo.
- 3.- Peso del material y factor de esponjamiento.
- 4.- Cargas utiles del vehiculo.
- 5.- Selección del equipo.

Cada uno de los factores mencionados son analizados en los subtítulos siguientes.

3.2.2.-COMPONENTES DEL CICLO DE TRABAJO:

Se llama ciclo de trabajo al tiempo requerido por el equipo para realizar , todas las operaciones necesarias hasta volver al punto de partida. Para el caso del Taiku es la suma de los tiempos de carga, transporte, descarga y retorno, este tiempo generalmente se toma en minutos. Normalmente se divide en dos grupos: Tiempos fijos y Tiempos variables.

a) Tiempos fijos:

Se debe considerar para este item los tiempos de -

carga, descarga, maniobras; los tiempos fijos son una función directa de la potencia del motor y el peso del material a cargar, para el caso del Taiku es necesario también considerar la presión del aire comprimido, que para nuestro caso asumiremos como presión de trabajo 70 - 80 psi, que es la condición óptima de trabajo.

b) Tiempos variables:

Son los tiempos que utiliza el equipo en viajes y están estrechamente ligados a la distancia de transporte.

Se puede decir en forma práctica:

CICLO = Tiempo fijo + Tiempo variable

$T_f = T_{cuadrarse} + T_{carguio} + T_{giro \text{ y } descarga}$

$T_v = T_{viaje} + T_{retorno}$

c) Factores que intervienen en el ciclo de trabajo:

Factores de carga:

- Dimensión y tipo de la máquina cargadora en nuestro caso es autocargador.
- Tipo y condición del material a cargarse, mineral o desmonte.
- Capacidad de la unidad: 1.2 m³
- Habilidad del operador: regular

Factores de acarreo:

- capacidad de performanse de la unidad: 10 TMS/hr
- Distancia de acarreo: 20 - 80 metros.
- Condición del camino de acarreo: regular
- Pendientes: 0
- Factores diversos que afectan la velocidad de acarreo: aire comprimido.

Factores de descarga:

- Destino del material: tolva o relleno
- Condición del área de descarga: regular
- Tipo y maniobrabilidad de la unidad de acarreo: difícil
- Tipo y condición del material: mineral o desmonte

Factores de retorno:

- Capacidad de desempeño de la unidad: regular

...///

- Distancia de retorno: 20 - 80 metros
- Condición del camino de retorno: regular
- Pendientes: 0
- Factores diversos que afectan la velocidad de retorno: aire comprimido

3.2.3.-FACTORES DE EFICIENCIA PARA EL TRABAJO:

Para este ítem es necesario considerar el rendimiento del equipo asumiendo que un equipo no trabaja los 60 minutos que tiene la hora, es decir no trabaja al 100% , este coeficiente de rendimiento horario se llama eficacia horaria u hora eficaz que se define como las pérdidas de tiempo del equipo en reparaciones pequeñas, como puesta a punto del motor, cambio de cables, desplazamiento por empleo de explosivos, dificultades de circulación, ordenes sobre la ejecución del operador, etc, todo esto es inevitable. Por estas causas se considera que la maquina trabaja 45 ó 50 minutos por hora ó lo que es lo mismo $45/60 = 75\%$, $50/60 = 83\%$ del rendimiento horario. Normalmente para equipos sobre orugas es $50/60$ y para equipos sobre ruedas es : $45/60 = 75\%$.

Tambien es necesario tomar en cuenta las condiciones de trabajo y condiciones de la gerencia para esta parte se pone la tabla siguiente que considera todas las estimaciones posibles.

Eficiencia Operativa del equipo	Eficiencia de la gestion de la Empresa		
	BUENA	PROMEDIO	POBRE
BUENA	0.90	0.77	0.59
PROMEDIO	0.80	0.68	0.52
POBRE	0.70	0.60	0.45

Por lo expuesto anteriormente el rendimiento horario de la máquina es:

Eficacia horaria x Rendimiento General de la obra

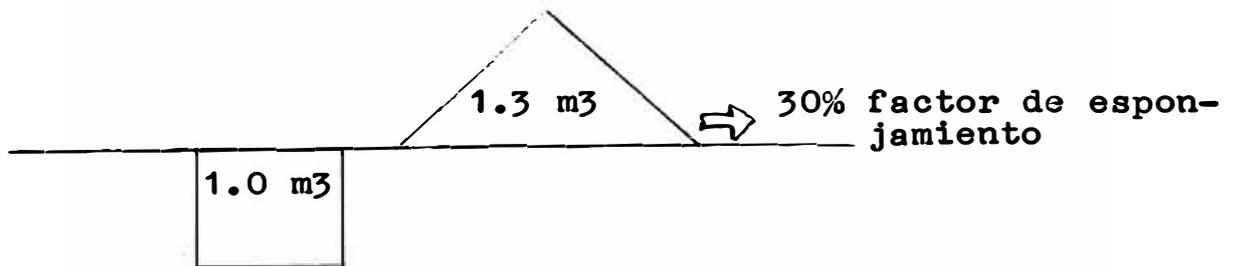
...///

Asumiendo rendimiento de equipo promedio y rendimiento de gestión de empresa promedio el factor de corrección será:

$$60 \times (45/60) \times 0.68 = 30.6 \text{ minutos/hora}$$

3.2.4.-PESO DEL MATERIAL Y FACTOR DE ESPONJAMIENTO:

Se define factor de esponjamiento como el incremento que sufre en volumen el material cuando es removido de su estado natural



Metro Cúbico en Banco (m³b):

Es un metro cúbico de tierra como se halla en estado natural mide 1 m x 1m x 1m.

Metro Cúbico Suelto: (m³s)

Es el volumen de tierra después de expandirse como resultado de haberlo movido.

Expresado en forma matemática se tiene:

$$m^3b = \frac{m^3s}{1 + \% \text{ de esponjamiento}}$$

Para nuestro caso:

$$\begin{aligned} P_{\text{manto insitu}} &= 3.00 - 3.30 \text{ TMS/m}^3 \\ &= 3.15 \text{ TMS/m}^3 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} S\% = \% \text{ Esponjamiento} &= 40 - 50\% \\ &= 45\% \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} P_{\text{manto suelto}} &= 3.15 \text{ TMS/m}^3 \times \frac{1}{(1 + 0.45)} \\ &= 2.17 \text{ TMS/m}^3 \end{aligned}$$

3.2.5.-CARGAS UTILES DEL VEHICULO:

EN ESTE ITEM queremos tocar y mencionar la capacidad
...///

dad del equipo en lo que, se refiere a su carguío, que para nuestro caso es de 70% de capacidad de tolva, por factores de cuchara y equipo que es un modelo demasiado antiguo y que tiene - deficiencias en los brazos y amortiguadores dde cuchareo

3.2.6.-PRODUCCION HORARIA (TMS/Hr):

a) Cálculo de los ciclos de trabajo:

1.- ciclo de cuchara	19 seg
2.- Velocidad de transporte	0.50 m/seg
3.- Tiempo de descarga	50 seg
4.- Demoras por ciclo	50 seg
5.- Factor de llenado tolva	70%
6.- Factor llenado cuchara	70%
7.- Numero de cucharas para el llenado	10

b) Producción horaria del autocargador Taiku:

Tiempo de llenado de la tolva:

$$10 \text{ cucharas} \times 19 \text{ seg/cuchara} = 190 \text{ seg}$$

Tiempo de viaje:

$$30 \text{ metros} \div 0.50 \text{ m/seg} = 60 \text{ seg}$$

Tiempo de descarga: 50 seg

Tiempo de viaje retorno:

$$30 \text{ metros} \div 0.50 \text{ m/seg} = 60 \text{ seg}$$

Demoras por ciclo: 50 seg

410 seg

ciclo total = 410 seg/ciclo

= 6.833 min/ciclo

$$\# \text{ ciclos/hr} = \frac{45 \text{ min/hr}}{6.833 \text{ min/ciclo}} \times f_{\text{eff trabajo}}$$

$$= \frac{45}{6.83} \times 0.68$$

$$= 4.48 \text{ ciclos/hr}$$

Producción por ciclo:

Capacidad de cajon x f_{llenado} x peso específico

$$1.2 \text{ m}^3 \times 0.7 \times 2.17 \text{ TMS/m}^3 = 1.82 \text{ TMS/ciclo}$$

...///

Producción Horaria:

producción por ciclo x # de ciclos por hora
 1.82 TMS/ciclo x 4.48 ciclos/hr = 8.15 TMS/hr

3.2.7.-PRODUCCION HORARIA PARA DIFERENTES DISTANCIAS:

Para tener una idea más clara de la producción de este equipo se hará una gráfica Producción Horaria versus Distancia que se explica en la tabla siguiente, el procedimiento de cálculo anterior se repite para diferentes distancias.

Dist	t _{fijo}	t _{var}	ciclo tot	#cic/hr	Prod Hor.	x f ^{eff} trab.
5	4.83	0.33	5.16	8.72	15.86	10.78
10	4.83	0.67	5.50	8.19	14.90	10.13
15	4.83	1.00	5.83	7.72	14.05	9.55
20	4.83	1.33	6.16	7.30	13.29	9.03
25	4.83	1.67	6.50	6.92	12.61	8.57
30	4.83	2.00	6.83	6.58	11.99	8.15
35	4.83	2.33	7.16	6.28	11.43	7.77
40	4.83	2.67	7.49	6.00	10.92	7.42
45	4.83	3.00	7.83	5.75	10.46	7.08
50	4.83	3.33	8.16	5.51	10.03	6.82
60	4.83	4.00	8.83	5.09	9.28	6.31
70	4.83	4.66	9.50	4.73	8.62	5.86
80	4.83	5.33	10.16	4.42	8.06	5.48
90	4.83	6.00	10.83	4.15	7.56	5.14
100	4.83	6.67	11.50	3.91	7.12	4.84

f^{eff} trabajo = 0.68 (tabla anterior)

La producción horaria para diferentes tipos de distancia se puede expresar matemáticamente de la siguiente forma

$$Y = \left(\frac{45 \text{ min/hr}}{t_{\text{fijo}} + t_{\text{variable}}} \right) \times 1.82 \text{ TMS/ciclo} \times f_{\text{eff}} \text{ trab.}$$

$$Y = \left(\frac{45}{4.83 + \frac{2e}{\text{vel}}} \right) \times 1.82 \times 0.68$$

$$Y = \left(\frac{45}{4.83 + \frac{2}{30}e} \right) 1.24$$

Donde:

Y= producción horaria

e= distancia de acarreo

v= 0.5 m/seg = 30 m/min

3.2.8.-COSTO HORARIO DEL AUTOCARGADOR TAIKU (\$/hr):

⊘= Dolares

Definiciones:

a) Depreciación:

La depreciación horaria es el precio de entrega - de la unidad puesto en obra (menos el valor de - los neumaticos) dividido entre el período de depreciación en horas, para efectuar este cálculo es necesario saber lo siguiente:

- Precio de compra
- Extras , fletes
- Costo de neumaticos
- Prí Período de depreciación

El precio de compra se obtiene por cotización o directamente de lista de precios.

Los extras incluyen accesorios extras que se le coloca al equipo para una mejor manipulación del mismo vale decir, operador automatico, guardamano cadenas, ets; estos deben incluirse en el precio de compra, tambien deben incluirse los gastos de montaje.

Los costos de flete se pueden determinar con precisión por la persona encargada de pagarlos ya - que esta varia de acuerdo a la distancia a trasladar el equipo, pero se asume en forma general 0.03 \$/lb.

El costo de los neumáticos se obtiene de los distribuidores locales.

Depreciación es el valor que va perdiendo la maquinaria con el uso. Esta se considerad durante

...///

la vida útil de la maquinaria, teniendo un valor - al finalizar aquella, llamado valor residual. El - valor residual depende del estado de la maquina. - para un cálculo más simple se considera el valor - residual nulo.

b) Inversión Inicial:

Lamado tambien costo de adquisición, es el costo de la maquinaria que resulta despues de haberla pagado en fabrica, incluyendo cargas, transporte, aranceles, hasta ponerla en operación en el sitio de trabajo.

$$C_{\text{depreciación horaria}} = \frac{C_{\text{adquisición}} - C_{\text{llantas}}}{\text{período de depreciación}}$$

c) Vida útil:

Es el período durante el cual el equipo realiza un trabajo rentable. Este período se tomaña en : --- Horas/año, siendo universalmente aceptado 2000 hor/año equivalente a 250 días utiles de trabajo por jornada de 8 horas y tambien se estima la vida media en 5 - años en total para casi todos los equipos 10000 Hor.

d) Valor medio de la inversión:

Es el cociente de la suma de los valores del equipo entre el período de depreciación. Para nuestro caso el valor de rescate es igual a cero. Se tiene el si guiente ejemplo:

$$\begin{array}{cccccc}
20\% & 20\% & 20\% & 20\% & 20\% & \\
\text{I-1-} & \text{I-2-} & \text{I-3-} & \text{I-4-} & \text{I-5-} & \text{I} \\
100 & 80 & 60 & 40 & 20 & 00 \\
90+ & 70+ & 50+ & 30+ & 10 & = \frac{250}{5} = 50\%
\end{array}$$

En el ejemplo anterior el período de depreciación es de 5 años y la depreciación es lineal por el método de la linea recta, vale aclarar que existen otros - métodos para el cálculo de la inversión media para el ejemplo es de 50%.

e) Intereses, impuestos, seguros y almacenajes:

Para determinar el costo total de propiedad, se con sideran los intereses sobre la inversión efectuada

.....///

en el equipo, los impuestos sobre el valor del mismo, el costo del seguro y almacenaje. Estos costos pueden estimarse con la formula siguiente:

$$\text{Costo horario de Intereses, impuesto seguro y almacenaje} = \frac{\text{Tasa vigente (\%)} \times \text{Inver. Med. An}}{\text{Horas operadas por año}}$$

La tasa vigente se estima en 14% y esta formada por un 10% por concepto de interes, 2% por impuesto y - 2% por seguro y almacenaje.

La inversión media anual ya la determinamos anteriormente y es igual al 50% de la inversión inicial, entonces la formula anterior queda:

$$C_{\text{int, imp, seg, alm}} = \frac{14\% \times 50\% \times \text{Precio de entrega}}{\text{Horas operadas por año}}$$

f) Costo horario de las llantas:

$$C_{\text{llantas}} = \frac{\text{Costo del juego de llantas}}{\text{Duración en horas}}$$

Costo de reparación de llantas:

$$C_{\text{rep llan}} = f_{\text{reparación}} \times C_{\text{llanta}}$$

Condiciones generales de trabajo	Factor de reparación llanta
Favorable	12%
Media	15%
Desfavorable	17%

Tabla del Manual TEREX pag. 53

g) Reparaciones generales:

Incluye repuestos y mano de obra, en este item se considera los costos de los repuestos y mano de obra que insume el mantenimiento normal y reacondicionamiento periódico del equipo. Es solo un indicativo para el cálculo de costos pero es muy aproximado

$$C_{\text{horario rep gen}} = f_{\text{rep}} (\%) \times C_{\text{dep hor}} \times \frac{\text{Per Dep (hr)}}{10000 \text{ hr}}$$

...///

Factores de reparación basado en una depreciación de 10000 horas	Condiciones Favorables (%)	Condiciones Media (%)	Condiciones Desfavorable (%)
Motopaldas de todo tipo	42	50	62
Cargador frontal-sobre ruedas	45	55	70
Volquete	37	45	60
Volquete de descarga inferior	30	35	45
Industrial	10	25	75
Contratos generales	40	60	80
Canteras	50	85	115
Minería	70	110	150
Forestal	55	135	215

Tabla del Manual TEREX pag. 54

h) Costo del combustible: Para esto se debe estimar

El consumo horario de combustible multiplicado por el costo de galon. Vale aclarar que cuando no se conoce el consumo de combustible se puede obtener de tablas evaluando el consumo por HP de acuerdo al tipo de vehículo.

$$C_{\text{horario combust}} = \text{Consumo horario de combustible} \times \text{Costo por galon}$$

i) Costo de mantenimiento:

Es el costo, del aceite, grasa, filtros y mano de obra que insume la ejecución de los items normales de mantenimiento.

$$C_{\text{horario manteni}} = f_{\text{manteni miento}} \times C_{\text{horario combust}}$$

Condicion de Trabajo	Factor mantenimiento	Observación
Favorable	1/5	Ciclo de trabajo leve
Medio	1/3	Ciclo de trabajo medio
Desfavorable	1/2	Ciclo de trabajo severo

Tabla manual TEREX pag 56

j) Costo del operador:

Es el costo del operador en la que se considera el - salario mas beneficios sociales mas implementos de - seguridad, todo llevado a \$/hora. Se hace este cálculo en el subtítulo 3.2.9.

Habiendose concluido con el fundamento teorico se procederá a calcular el costo horario de propiedad (C_p) y costo horario de operación (C_o) del autocargador - TAIKU T3H:

COSTO DE PROPIEDAD:

1.- Depreciación:

Precio del taiku	200000\$
Extras	00.00\$

Fletes:

Peso taiku x 0.03\$/lb	
8360 lb x 0.03 \$/lb	250.80\$

Neumaticos:

Precio neumatico x 4	
<u>250 \$/neumatico x 4</u>	<u>1000.00\$</u>

Valor total a ser depreciado 199250.80\$

Periodo de depreciación:

Horas operadas por año x años de vida	
2000 hor/año x 5 años =	10000 horas

Costo depreciación horaria:

Valor tot a ser deprec / periodo deprec	
199250.80\$/10000 hor	19.92 \$/hr

2.- Intereses, impuestos, seguro y almacenaje:

<u>Tasa vigente % x Inversion media anual</u>	
<u>Horas operadas por año</u>	
<u>14% x 50% x 199250.80 \$ =</u>	<u>..... 6.97 \$/hr</u>
<u>2000 horas</u>	

Costo total de propiedad horaria (C_p)26.89 \$/hr

COSTO DE OPERACION:

3.- Costo de reposición neumaticos:

Costo llantas	1000.00\$
---------------	-----------

Tiempo duracion llantas:

8 hr/dia x 25 dias/mes x 6 meses=	
	= 1200 horas.

Cneumaticos =	0.83 \$/hr
4.-Reparación neumaticos:	
Condición media 15%	0.12 \$/hr
15% x C _{llantas} = 15% x 0.83 =	
5.-Reparaciones generales (incluye repuestos):	
$f_{rep} \times C_{dep} \text{ hor} \times \frac{\text{Per depr(hr)}}{10000 \text{ hr}}$	
110% x 19.92 x 10000/10000 =	21.91 \$/hr
6.-Costo aire comprimido:	
Consumo aire x \$/CFM	
300 CFM x 0.006 \$/CFM = 1.8 \$/4 hr = .	0.45 \$/hr
7.-Costo de mantenimiento:	
$f_{mant} \times C_{hor} \text{ combustible}$	
1/3 x 0.45 =	0.15 \$/hr
8.-Costo reposición cuchara:	
Precio cuchara/horas de duración	
1500 \$/6 meses x 25dias/mes x 8 hr/dia=	1.25 \$/hr
9.-Operador:	
<u>1.13 \$/hr x 2 =</u>	<u>2.26 \$/hr</u>
Costo total de operación horaria (C _o)	26.97 \$/hr

El costo propiedad y operación será: (Cp&o)

$$\begin{aligned}
Cp\&o &= Cp + Co \\
&= 26.89 \text{ \$/hr} + 26.97 \text{ \$/hr} \\
Cp\&o &= 53.86 \text{ \$/hr.}
\end{aligned}$$

Se considera ademas un 26% más como costo indirecto derivado de las siguientes gastos;

- De empresa
- Financieros
- Fiscales
- Tasas de administración
- Derivados de obligaciones de contratos
- 6% como beneficio industrial.

3.2.9.-COSTO HORARIO DEL OPERADOR (\$/hr):

1.-Implementos de seguridad:

8 hr/dia x 25 dias/mes x 12 meses/año =
= 2400 hr/año

Protector:

8.44\$/(2400 hr/año x 3 años) = ... 0.0012 \$/hr

Respirador:

8.44\$/(2400 hr/año x 5 años) = ... 0.0007 \$/hr

Mameluco:

9.44\$/(2400 hr/año x 0.5 años) = . 0.0078 \$/hr

Correa:

2.44\$/(2400 hr/año x 2 años) = ... 0.0005 \$/hr

Botas:

5.62\$/(2400 hr/año x 0.25 años) = 0.0094 \$/hr

Guantes:

2.36\$/(2400 hr/año x 0.25 años) = 0.0039 \$/hr

Costo implementos 0.0235 \$/hr

2.-Salario:

8150 Intis/2025 intis/dolar = 4.024 \$

Beneficios sociales 120% = 4.829 \$

8.853 \$

8.853 \$/8 hr = 1.1066 \$/hr

Costo total del operador 1.1301 \$/hr

3.2.10.-COSTO HORARIO DE COMPRESORA (\$/CFM):

1.-Depreciación:

Precio de compra 180000.00 \$

Extras 00.00 \$

Flete 7700 lbs x 0.03\$/lb 231.00 \$

Precio de entrega 180231.00 \$

Período de depreciación:

6 años x 2000 hr/año = 12000 horas

Costo depreciación horaria:

180231 \$/12000 hr = 15.02 \$/hr

2.-Intereses, impuestos, seguros y
almacenaje:

14% x 50% x 180231 \$/2000 hr = 6.31 \$/hr

Costo total de propiedad horaria 21.33 \$/hr
...///

3.-Reparaciones generales:

$$110\% \times 15.02 \text{ \$/hr} \times 12000/10000 = 19.83 \text{ \$/hr}$$

4.-Energia:

$$45 \text{ HP} \times 0.0268 \text{ gal/HP-hr} = 1.21 \text{ gal/hr}$$

$$1.21 \text{ gal/hr} \times 0.29 \text{ \$/gal} = \dots\dots\dots 0.35 \text{ \$/hr}$$

5.-Costo de mantenimiento:

$$1/2 \times 0.35 \text{ \$/hr} = \dots\dots\dots 0.18 \text{ \$/hr}$$

6.-Costo de operador: $\dots\dots\dots 1.13 \text{ \$/hr}$

$$\text{Costo de operación horaria total} \quad 21.49 \text{ \$/hr}$$

$$\begin{aligned} \text{Cp\&o} &= \text{Cp} + \text{Co} \\ &= 21.33 + 21.49 \\ &= 42.82 \text{ \$/hr} \end{aligned}$$

Costo de 1 CFM:

$$\begin{aligned} 42.82 \text{ \$/hr} \times 1\text{hr}/60\text{min} \times 1\text{min}/1200\text{CFM} &= \\ &= 0.006 \text{ \$/CFM} \end{aligned}$$

3.3.-ESTUDIO DEL WINCHE DE ARRASTRE MARCA JOY DE 15 HP:

3.3.1.-INTRODUCCION:

Para el estudio del winche y para todos los equipos se sigue la misma secuencia de cálculo ejecutada para el taiku, para el caso del winche ya no se ejecuta operaciones menores de calculo, estos ya se colocan directamente. En el estudio del taiku se coloca detalladamente de donde salen los diferentes factores. Para este estudio es importante tener en cuenta que para cada método de explotación el rendimiento global del equipo es diferente, vale decir que para una misma producción horaria el rendimiento por guardia es diferente, aqui viene el concepto de factor de utilización del equipo.

3.3.2.-CARACTERISTICAS TECNICAS:

- Numero de tamboras 02
- Potencia de motor 15 HP
- Voltaje 440 voltios
- Peso rastrillo 60 Kg

...///

- Peso del winche 2200 lb
- Velocidad de arrastre 60 m/min

3.3.3.-PRODUCCION HORARIA (TMS/hr):

Cálculo del ciclo de trabajo (para 30 metros)

ciclo total	0.61 min
demoras por ciclo	<u>0.10 min</u>
	0.71 min/ciclo

Número de ciclos por hora:

$$\# \text{ ciclos/hr} = \frac{45 \text{ min/hr} \times 6}{0.71 \text{ min/ciclo}} = 63.38 \text{ ciclos /hr}$$

Corrección por gestion de empresa y eficiencia operaria:

$$63.38 \text{ ciclos/hr} \times f_{\text{corr}} =$$

$$63.38 \times 0.68 = 43.09 \text{ ciclos/hora}$$

Producción por ciclo:

Volumen del rastrillo (ver plano N^o 10)

$$0.065 \text{ m}^3/\text{ciclo}$$

Producción horaria (P_h) :

$$P_h = (\# \text{ciclos/hr}) \times (\text{produccion/ciclo}) \times P.e.$$

$$= 43.09 \times 0.065 \times 2.17$$

$$= 6.08 \text{ TMS/hr.}$$

3.3.4.-COSTO HORARIO DEL WINCHE DE ARRASTRE DE 15 HP:(\$/hr)

1.-Depreciación:

Precio de compra	41331.00 \$
Flete 2200lb x 0.03\$/lb	66.00\$
<hr/>	
Precio de entrega	41397.00 \$

Período de depreciación:

$$6 \text{ años} \times 2000 \text{ hr/año} = 12000 \text{ horas}$$

Costo depreciación horario:

$$41397 \text{ $}/12000 \text{ hr} = \dots\dots\dots 3.45 \text{ $/hr}$$

2.-Intereses, impuestos, seguros y almacen

$$14\% \times 50\% \times 41397 \text{ $}/2000 \text{ hr} = \dots\dots 1.45 \text{ $/hr}$$

Costo total de propiedad horaria	<hr/> 4.90 \$/hr
----------------------------------	------------------

...///

3.-Reparaciones generales:	
$110\% \times 3.45 \times 12000/10000 = \dots\dots\dots$	4.55 \$/hr
4.-Costo de energia electrica:	
$15 \text{ HP} \times 0.0268 \text{ gal/HP-hr} = 0.402 \text{ gal/hr}$	
$0.402 \text{ gal/hr} \times 0.29 \text{ \$/gal} = \dots\dots$	0.15 \$/hr
5.-Costo de mantenimiento:	
$1/5 \times 0.15 \text{ \$/hr} = \dots\dots\dots$	0.03 \$/hr
6.-Costo de reposición cable metalico:	
$3.4 \text{ \$/m} \times 150 \text{ m} = 510 \text{ \$}$	
$510\text{\$/}(8 \text{ hr/dia} \times 25 \text{ dias/mes} \times 3 \text{ meses})$	
$= \dots\dots\dots$	0.85 \$/hr
7.-Costo de reposición cuchara:	
$1902\text{\$/}(8\text{hr/dia} \times 25\text{dias/mes} \times 6\text{meses}) = 1.59 \text{ \$/hr}$	
8.-Operador:	
$1.13 \text{ \$/hr} \times 2 = \dots\dots\dots$	2.26 \$/hr
<hr/>	
Costo operativo horario total	9.43 \$/hr

$$\begin{aligned} \text{Cp\&o} &= 4.90 + 9.43 \\ &= 14.33 \text{ \$/hr} \end{aligned}$$

3.4.-ESTUDIO DE LA MAQUINA PERFORADORA JACK LEG MONTAVERT T-28:

3.4.1.-CARACTERISTICAS TECNICAS:

- Peso neto 58.2 lbs
 - Consumo de aire 120 CFM
 - Velocidad de percusion 39 impactos/seg
 - Diametro del pistón 70 mm
 - Presión de trabajo 65 psi
- Accesorios utilizados:
- Juego de barrenos 3 pies y 5 pies marca SECOROC
 - Manguera de agua 15 metros de 1/2"
 - Manguera de aire 15 metros de 1"
- Herramientas del perforista:
- Sacabarrenos
 - Barretilla
 - Cucharilla
 - Atacador
 - Llave stilson de 14"
 - Pico y lampa
 - Encebador.

3.4.2.-PRODUCCION HORARIA:

La producción horaria de la perforadora se calcula para cada método de explotación, como un item especial, ya que es incidente en los costos y productividad de cada método de explotación.

3.4.3.-COSTO HORARIO DE LA PERFORADORA JACK LEG:

1.-Depreciación:

Precio de compra	7300 \$
Flete 58.2 lb x 0.03 \$/lb	<u>1.75 \$</u>
Período de depreciación:	7301.75 \$

2 años x 4 hr/día x 25 días/mes x 12 mese/año =
= 2400 horas

Costo depreciación horaria:

7301.75 \$/2400 hr = 3.04 \$/hr

2.-Interes, Impuesto, Seguro y almacen:

14% x 50% x 7301.75/ 1200hr = 0.43 \$/hr

Costo de propiedad horaria total 3.47 \$/hr

3.-Reparaciones generales:

110% x 3.04 x 2400/10000 = 0.80 \$/hr

4.-Costo aire comprimido:

120 CFM x 0.006 \$/CFM = 0.72 \$

0.72 \$ / 2 hr = 0.36 \$/hr

5.-Costo de mantenimiento:

1/5 x 0.36 \$/hr = 0.072 \$/hr

6.-Costo de barrenos:

120 \$ / (750 pies x 2hr/55pies) = 4.40 \$/hr

7.-Operador:

1.13 \$/hr x 2 = 2.26 \$/hr

Costo horario de operación 7.89 \$/hr

Cp&o = 3.47 + 7.89

= 11.36 \$/hr

CAPITULO 4

4.-SITUACION ANTERIOR DEL METODO DE EXPLOTACION EN EL MANTO

4.1.-DESCRIPCION DEL METODO:

El método de explotación aplicado en el manto de Minera YAU Li S.A., entre los niveles Cero "0" y +27, es el método de CAMARAS Y PILARES C&P, este método es el clásico en la explotación de yacimientos del tipo manto. Las condiciones de aplicación son:

- Yacimientos horizontales ó inclinación hasta 45°.
- Techo firme
- Mineral firme
- Valor del mineral barato (pues se deja pilares)
- Piso firme, para que el pilar no se hunda
- Potencia menor de 4.0 metros.

En la mina Manuelita este método se ejecutaba, haciendo una galería en el nivel inferior todo en manto, encima de esta galería se preparaba un subnivel también sobre manto, desde la galería cada 30 metros se hacía chutes caminos, que se intercomunicaban con el subnivel, el subnivel servía para que el taiku pueda acarrear el mineral desde las cámaras - hacia los echaderos, la limpieza del mineral desde el tope de las cámaras hasta el subnivel se hacía con winches de arrastre de 15 HP, como se vera se ejecuta doble acarreo. La perforación se ejecutaba con perforadoras jack leg marca Montavert modelo T-28, el personal necesario era de acuerdo

...///

al número de cámaras que se estaba laboreando que normalmente era de tres cámaras. Todo lo expuesto se puede apreciar en el plano # 1.

Cabe mencionar que la Mina Manuelita esta dividida en niveles: "0", +27, +54, +74, +125 y -30, -60, -90, -125, -240, -315. Dividiendose estas a su vez en tres zonas o secciones: Zona alta desde el +74 hasta superficie; zona Intermedia del nv +54 hasta el nv -90 y zona baja del nv -125 hasta el nv -315. En la zona intermedia es donde se tiene la mayor cantidad de tajeos sobre manto.

4.2.-DISEÑO DE EXPLOTACION:

Para este diseño solo se procedio a graficar los trabajos realizados entre los niveles "0" y +27 que es la zona mas representativa de los trabajos realizados en el Manto 1 se puede ver este diseño en el plano # 1 asi como en el plano #9 que se encuentran al final.

4.3.-ETAPAS DE MINADO:

4.3.1.-EXPLORACIONES Y DESARROLLOS:

Esta etapa se ejecutaba por medio de galerias de 2.5 x 2.5 en el nv "0" ó 2.1 x 2.1 metros en los niveles inferiores y superiores. Toda la galeria se hacia siguiendo la estructura del manto llevando como control estructural el contacto con el volcánico, cada 60 metros de avance se hacían chimeneas con lo cual se bloqueaban y cubicaban los blocks de mineral del manto quedando lista para la preparación las dificultades que se pudo observar para esta etapa fueron basicamente problemas de sostenimiento por ser la caja techo demasiado suave e incompetente, llegando a derrumbarse en algunos casos, haciendo un by pass para sortear esta zona colapsada. Las exploraciones se hacian a lo largo del contacto volcanico-caliza, ya que esta es la zona donde se encuentra ubicado el manto 1 , ya que geologicamente esta definido como manto de contacto. Las características tecnicas de esta etapa se puede apreciar en el plano # 2.

...///

4.3.2.-PREPARACION:

En esta etapa se hacia un subnivel de 3.0 x 3.0 metros, a lo largo del block ya cubicado, dejando entre techo de galeria y piso del subnivel 3.0 metros verticales. El subnivel comenzaba a partir de la primera chimenea y concluia a los 60 metros comunicando a la otra chimenea. Asi mismo se hacia una tolva camino a los 30 metros, los detalles se pueden apreciar en el plano #3. En la ejecución del subnivel se utilizaba el taiku. Tambien en esta etapa se procede al armado de tolvas y caminos.

4.3.3.-EXPLOTACION:

En esta etapa se procedia al marcado de los ejes de las camaras cada 6.0 metros., desde donde en forma ordenada se comenzaba las camaras asi como tambien las ventanas. Tambien se procedia con la instalación del winche de arrastre para el acarreo del mineral de las camaras y ventanas, todo esto se puede apreciar en el plano # 1. Cabe mencionar que los planos # 2 y # 3 estan dibujados sobre el plano de buzamiento de 45°, osea estan en verdadera magnitud.

4.4.-EQUIPOS UTILIZADOS - EFICIENCIAS:

Los equipos utilizados para un block de 60 x 42 metros y un buzamiento de 45°, con un potencia de 4.0 metros son los siguientes:

- 1 autocargador marca Taiku T3H.
- 2 winchas de 15 HP de potencia marca JOY con rastrillo de 26"
- 3 perforadoras jack leg marca Montavert modelo T-28.

4.4.1.-EFICIENCIA DE LA MAQUINA PERFORADORA JACK LEG:

Volumen a romperse:

$$3m \times 3m \times 1m = 9 \text{ m}^3 \text{ en banco}$$

Volumen esponjado (45% de esponjamiento)

$$9 \times 1.45 = 13.05 \text{ m}^3$$

Toneladas rotas:

$$13.05 \times 2.17 \text{ TMS/m}^3 = 28.32 \text{ TMS}$$

Taladros empleados para romper el tonelaje propuesto:

49 taladros (ya que se dispara tipo frente uti-

...///

lizando corte cuña) ver trazo en el plano 4.

Rendimiento de voladura:

$$\begin{aligned} \text{TMS/tal} &= 28.32 \text{ TMS}/49 \text{ tal} \\ &= 0.58 \text{ TMS/tal} \end{aligned}$$

Toneladas totales rotas:

$$28.32 \times 3 \text{ maq} = 84.96 \text{ TMS}$$

Velocidad de perforación:

$$1.16 \text{ pies/min}$$

Tiempo de perforación:

$$\begin{aligned} (49 \text{ tal/frente} \times 3.33 \text{ pies/tal}) / (1.16 \text{ pies/min}) \\ &= 140.66 \text{ minutos/frente} \\ &= 2.34 \text{ horas/frente} \end{aligned}$$

Para tres frentes se tiene:

$$3 \times 2.34 = 7.033 \text{ horas}$$

Factor de utilización de la perforadora:

$$(2.34 \text{ horas}/12 \text{ horas}) \times 100\% = 19.5\%$$

4.4.2.-EFICIENCIA DEL WINCHE DE ARRASTRE:

Se sabe que la producción horaria del winche de arrastre es de 6.08 TMS/hr. También que las perforadoras rompen en total 84.96 TMS, por lo tanto el tiempo total de limpieza será:

$$84.96 \text{ TMS}/(6.08 \text{ TMS/hr}) = 13.97 \text{ hr de limpieza}$$

Para 2 winchas se tiene:

$$13.97 \text{ hr}/2 = 6.98 \text{ horas cada wincha.}$$

Factor de utilización del winche:

$$(6.98 \text{ hr}/12 \text{ hr}) \times 100\% = 58.17 \%$$

4.4.3.-EFICIENCIA DEL AUTOCARGADOR TAIKU:

Se sabe que la producción horaria del taiku es: 8.15 TMS/hr.

Total de toneladas a limpiar: 84.96 TMS

Tiempo total de limpieza:

$$84.96 \text{ TMS}/(8.15 \text{ TMS/hr}) = 10.42 \text{ horas de limpieza}$$

Factor de utilización:

$$(10 \text{ hr}/12 \text{ hr}) \times 100\% = 83.33\%$$

4.4.4.-BALANCE DE EQUIPO:

Perforación:

$$3 \text{ perforadoras} = 84.96 \text{ TMS}$$

Acarreo:

...///

2 winchas : $84.96/6.08 \text{ TMS/hr} = 13.97$ horas de limpieza
 implica 2 winchas de 15 HP a 6.98 hr de trabajo cada una.

1 Taiku: $84,96/ 8.15 \text{ TMS/hr} = 10$ horas de limpieza
 Por lo tanto el equipo queda en:

- 3 perforadoras
- 2 winches
- 1 taiku

Que cumple con las necesidades de explotación de 4000 TMS/mes.

4.5.-PERSONAL - EFICIENCIAS:

	TAREAS		6
	Normal	Sobretiempo	Total
Perforación	6	3	9
rastrillaje	4	1	5
Taiku	2	1	3
	12 hombres	5 tareas	17 tareas

Eff = $84.96 \text{ TMS}/17 \text{ tareas}$
 = $4.99 \text{ TMS}/\text{hombre guardia}$

4.6.-SERVICIOS AUXILIARES:

En este item solo se describirá los trabajos que se deben realizar para la buena operación del método de explotación que se esta evaluando:

- 1.- Redes de aire y agua para 3 perforadoras.
- 2.- Red de aire para taiku.
- 3.- Ubicación de winches.
- 5.- Trabajos de madera, sostenimiento del techo por ser el techo suave no competente; este a sido el principal problema por el cual el método de explotación llega a una recuperación baja.

4.7.-EFICIENCIAS DE MINADO:

4.7.1.-PERFORACION:

$\text{TMS}/\text{tal} = 0.58$

TMS/barreno:

- 1 barreno dura 750 pies
- 1 barreno perfora 187.5 taladros

$$0.58 \text{ TMS/tal} \times 187.5 \text{ tal/barr} = 108.75 \text{ TMS/barreno}$$

TMS/pie perforado:

$$0.58 \text{ TMS/tal}$$

$$1 \text{ taladro} = 4.0 \text{ pies}$$

$$0.58 \text{ TMS/tal} \times (1 \text{ tal}/4 \text{ pies}) = 0.145 \text{ TMS/pp}$$

4.7.2.-VOLADURA:

Dinamita:

Kilos dinamita/TMS rota

consumo = 735 dinamitas

peso dinamita = 0.078 Kg/cartucho

Kg de dinamita = 735 x 0.078

$$= 57.33 \text{ Kg}$$

TMS Rotas = 84.96 TMSR

Kg din/TMSR = 57.33/84.96

$$= 0.68 \text{ KG/TMSR}$$

Fulminantes:

consumo = 49 tal x 3 frentes = 147 fulminantes

TMSR = 84.96

ful/TMSR = 147/84.96

$$= 1.73 \text{ ful/TMSR}$$

Guia:

Consumo = 147 ful x 7 pies/ful + 6 pies

$$= 1035 \text{ pies de guía}$$

TMSR = 84.96

Pies guía/TMSR = 1035/84.96

$$= 12.18 \text{ pies/TMSR.}$$

4.7.3.-ACARREO:

En el acarreo el winche tiene una producción horaria de 6.08 TMS/hr (subtitulo 3.3.3), y para el taiku se tiene una producción horaria de 8.15 TMS/hr (ver sub título 3.2.6), estos parametros fueron calculados en el capítulo anterior. Cabe mencionar que la producción horaria del winche la limpieza es como si se estuviera limpiando un frente, ya que la voladura amontona carga al tope, osea no ayuda nada.

4.8.-COSTOS:

4.8.1.-PERFORACION:

(Cp&o x horas perforación) / TMS Rotas

$$(11.36 \text{ \$/hr} \times 7.033 \text{ hr}) / 84.96 \text{ TMSR} = 0.94 \text{ \$/TMSR}$$

Barreno: 750 pies x 0.145 TMS/pp = 108.75 TMSR

$$\frac{120 \$}{108.75 \text{ TMSR}} = 1.10 \$/\text{TMSR}$$

Costo total de perforación = 0.94 + 1.10

$$+ = 2.04 \$/\text{TMSR}$$

4.8.2.-VOLADURA:

Dinamita:

5 din/tal x 49 tal/frente x 3 frentes = 735 dinamitas

$$735 \text{ dinamitas} \times 0.19 \$/\text{din} = 139.65 \$$$

Fulminante N° 6:

49 tal/frente x 3 frentes = 147 fulminantes

$$147 \text{ fulminantes} \times 0.29 \$/\text{ful} = 42.63 \$$$

Mecha lenta:

147 ful x 7 pies/ful + 6 pies = 1035 pies

$$\frac{1035 \text{ pies} \times 0.10 \$/\text{pie}}{84.96 \text{ TMSR}} = 103.50 \$$$

$$\text{Costo total voladura} = 285.78 \$$$

$$\$/\text{TMSR} = \frac{285.78 \$}{84.96 \text{ TMSR}}$$

$$= 3.36 \$/\text{TMSR}$$

4.8.3.-ACARREO:

Costo del winche:

(Cp&o / Producción horaria winche) x 2 winchas

$$(14 \$/\text{hr} / 6.08 \text{ TMS}/\text{hr}) \times 2 = 4.60 \$/\text{TMS}$$

Costo Taiku:

Cp&o / Producción horaria taiku

$$\frac{53.86 \$/\text{hr}}{8.15 \text{ TMS}/\text{hr}} = 6.61 \$/\text{TMS}$$

$$\text{Costo del acarreo} = 11.21 \$/\text{TMS}$$

4.9.-RECUPERACION DEL METODO DE EXPLOTACION:

En la primera etapa la recuperación fué del 62%, ya que se dejaban pilares de 3m x 3m y se habrían cámaras de 3m x 3m. A medida que la explotación fué avanzando la recuperación disminuyó a un 50%, ya que no se podía hacer la cámaras de 3m x 3m por ser el techo demasiado suave e incompetente. Todo esto se puede apreciar en el plano general del Manto 1 (plano N° 9).

Para el cálculo de la recuperación procedemos a calcular para un area de 45metros x 9 metros = 405 m², se deja en total - 17 pilares de 3m x 3m = 153 m² de donde se tiene:

$(153/405) \times 100\% = 37.77 \%$ que se deja en pilares. Por lo tan-

...///

to la recuperación será: $100\% - 37.77\% = 62.22\%$.

Finalmente por problemas de derrumbe tubieron que abandonar el laboreo y dejar de explotar el nanto. Se puede considerar en general una recuperación del 50% que sería como dato para los cálculos siguientes.

4.10.- VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL METODO DESCRITO:

Ventajas:

- 1- Explotación barata.
- 2- Pocos trabajos preparatorios.
- 3- No necesita relleno.
- 4- Rendimiento de los obreros alto.
- 5- Este método puede ser mecanizado.
- 6- Labores de preparación en esteril muy pocos.
- 7- El trabajo de explotación es facil.
- 8- No requiere sostenimiento.

Desventajas:

- 1- Baja recuperación.
- 2- Laboreo peligroso.
- 3- Ventilación deficiente.
- 4- Costos de perforación y voladura altos porque siempre se - esta disparando como frente.
- 5- Cuando el techo se hace suave implica dejar pilares más - grandes ó abandonar zonas de trabajo con la merma en la - recuperación.
- 6- Dilución fuerte, por desprendimiento de la caja techo.
- 7- Método de explotación rigido no permite selectividad.

CAPITULO 5

5.-FUNDAMENTO DE MODIFICACION DEL METODO DE EXPLOTACION EN LOS MANTOS:

5.1.-FACTORES GEOLOGICOS:

Este factor es determinante ya que aparte del mineral cubicado que ya se conocía se continuaba encontrando y cubicando más - blocks economicos en el Manto 1 o Manto de contacto. Entre el Nv "0" y Nv + 27 se dejo en la zona oeste un 60% del mineral cubicado, por razones de competencia de caja techo, entonces necesariamente era urgente diseñar un nuevo método de explotación con el cual se trabaje los nuevos blocks cubicados y los que fueron abandonados.

5.2.-FACTORES DE DISPONIBILIDAD DE EQUIPOS:

Teniendo en consideración la situación política actual y las pocas oportunidades que las empresas tienen para reemplazar equipos via importación, tenemos que en el sistema cámaras y pilares se estaba usando para el acarreo 2 winchas y 1 Taiku y para la perforación 3 perforadoras para un block de mineral de 45m x 60m y 3.5m de potencia, lo cual implicaba un mal uso del equipo, teniendo en cuenta que existian mantos o zonas - del manto con potencias mayores y que el taiku era indispensable utilizarlo en estos blocks, en el acarreo de metodos de explotación diseñados para este equipo, como son el Corte y Rel

...///

Relleno ascendente, se hacia necesario eliminar el taiku en el acarreo para darle mejor uso en los blocks de mayores potencias, como eran el Manto Norte (tajeo 16) que fue a donde se llevo este equipo. En lo referente a winchas en el nuevo método se usa una wincha quedando el otro disponible, igual sucede con las perforadoras donde se libera 2 perforadoras, para que sean usados en otros tajeos.

5.3.-FACTOR DE DIMENSIONAMIENTO DE LA MINA:

Considerando que la mina Manuelita de propiedad de Minera Yauli S.A., se había trazado programas de producción anual, ascendentes que consideraban el aumento de tonelaje cada 4 meses, comenzando por 14,000 TMS y terminando a fin de año con una producción de 17,000 TMS; era necesario definir un método de explotación adecuado para el volumen cubicado en el manto 1, para poder cumplir las metas trazadas.

5.4.-FACTOR DE SEGURIDAD:

En el método C&P ya descrito la seguridad del personal y equipo era un constante problema, por ser la caja techo una caja incompetente, que consistia de calizas tufaceas bastante alteradas que por si solos no podían sostenerse, dejandose en estos casos una costra de mineral hacia la caja techo que no era solución ya que se planchoneaba, Tambien se opto por dejar pilares de mayor dimensión como se observa en el plano #9, donde se observa los dos métodos de explotación.

5.5.-FACTOR DE EFICIENCIAS DE MINADO:

Este factor se desarrolla completamente en el capitulo 7, en el subtítulo 7.3 , donde se demuestra que el método de explotación Camaras y Pilares es menos eficiente que el Corte y Relleno Direccional, como indican los factores de eficiencia.

5.6.- FACTOR DE RECUPERACION DEL METODO DE EXPLOTACION:

Este factor tambien es determinante ya que el método Cámaras y Pilares tiene un promedio de 50% de recuperación de mineral mientras que el Corte y Relleno Direccional su recuperación es casi del 100%.

...///

5.7.-FACTOR ECONOMICO:

Tambien este factor se desarrolla completamente en el capítulo 7, aclarando que el Corte y Relleno Direccional es más barato que el método Cámaras y Pilares.

CAPITULO 6

6.-ALTERNATIVA DE METODO DE EXPLOTACION PARA MANTOS CON
POTENCIA MENOR DE 4.0 METROS

6.1.-DESCRIPCION DEL METODO:

El nuevo método de explotación que ha sido implantado en los mantos de Minera Yauli S.A. - Unidad Manuelita, ha sido denominado como "CORTE Y RELLENO DIRECCIONAL" ó "CORTE Y RELLENO EN DIRECCION", este nombre ha sido puesto por el autor de esta Tesis, por cuanto el método en si, se diferencia del Corte y Relleno Ascendente y Descendente en que el relleno se hace en dirección al rumbo del manto, esto a permitido definitivamente mejorar todos los estándares de minado, llamese perforación y voladura, acarreo, asi como tambien permitio mejorar los estándares de productividad de todas las fases operativas reflejandose esto en el incremento de TMS/hombre guardia. Todos los parametros se analizan independientemente más adelante Tambien hay que mencionar que en lo referente a equipos y utilización de los mismos se opta por la mejor utilización, el siguiente cuadro nos muestra para cada método los equipos utilizados:

<u>Método</u>	<u>Perforadoras</u>	<u>Winchas</u>	<u>Taiku</u>
Camaras y Pilares	03	02	01
Corte y Relleno Direccional	01	01	00

...///

Como se podrá apreciar en el cuadro anterior, se nota claramente la mejor utilización del equipo en el método Corte y Relleno Direccional.

Este Método Corte y Relleno Direccional (C&RD), puede ser aplicado y generalizado en estructuras que cumplan las siguientes características técnicas:

- 1- Buzamiento menor de 50° hasta 0°.
- 2- Potencia mayor de 1.5 metros y menor de 4.0 metros.
- 3- Caja techo y caja piso alterada y suave, puede ser también duro y competente.
- 4- Mineral puede ser suave o duro.
- 5- Valor del mineral alto o barato.

En resumen el método C&RD es aplicable a yacimientos de buzamientos menores de 50° y potencias de hasta 4.0 metros, no interesando el resto de factores, ya que no son determinantes para este método.

En este método C&RD las exploraciones se ejecuta tal conforme que para Cámaras y Pilares, hasta ubicar el block mineralizado ver plano # 2.

Las labores de preparación consiste en hacer buzones cada 5.0 metros entre eje y eje, a partir del eje de la chimenea de exploración, luego se intercomunican los buzones entre si, dejando un puente de mineral de 3.0 metros en verdadera magnitud, luego se arma 04 chutes en los extremos o alas del tajero para iniciar la explotación, estos chutes se van recuperando y armando más adelante a medida como avanza la explotación, todo lo dicho se puede apreciar en el plano N° 5.

La explotación se comienza por los extremos del block, utilizando perforación horizontal en dirección al rumbo del manto, esta perforación se hace desde las chimeneas de exploración ubicadas al extremo del block. La perforación es continua, el perforista perfora continuamente hasta pasar el corte, esto incide directamente en el aumento de su productividad, ya que la perforadora queda armada de guardia a guardia, esto es descrito más adelante ya que es un factor incidente en los costos. La malla de perforación es constante, ya que el disparo tiene una salida que es el subnivel, para esta perforación solamente es necesario una perforadora y 02 hombres.

El acarreo se ejecuta con 01 wincha de 15 HP, rastrillandose -

...///

directamente al buzón. Para esta etapa la voladura es de gran ayuda, ya que el poder del explosivo hace que la gran mayoría del mineral vaya directamente a la tolva. La wincha gira sin problemas para trabajar en las dos alas del tajeo.

El relleno se hace con la misma wincha, una vez se ha acumulado el desmonte necesario se posiciona la wincha para rellenar y se procede enrejando los puntales según se vaya avanzando con el relleno.

El Corte y Relleno Direccional se aplicó en el Nivel -30, en los tajeos 22, 24 y 26 y se generalizó a toda la mina principalmente en los blocks ubicados en el manto 1.

6.2.-DISEÑO DE EXPLOTACION:

Para este diseño se tomará en cuenta las condiciones del Manto 1, el diseño que se presenta es inicial, teniendo siempre en cuenta que durante la ejecución del proyecto pueden haber variaciones, tales como cuando se encontraban caballos de desmonte se tenía que dejar como pilar, este diseño y sus características técnicas se pueden apreciar en los planos N° 5 y N° 8.

Dada las características del Manto 1, buzamiento 45°, potencia 3.5 metros y caja techo incompetente se concibió el método --- C&RD, teniendo en cuenta el principio de la luz mínima hacia el techo del manto, vale decir que el laboreo que se haga no abra más allá de 5 metros de cámara sin hacer sostenimiento previo, siendo necesario siempre ir con el relleno atrás de la explotación. Es necesario decir que el relleno se hace en dirección al rumbo y no ascendente por cuanto el buzamiento del manto no permite el ~~mine~~ normal acarreo del mineral en forma horizontal, ya que se tendría que hacer doble manipuleo en el acarreo del mineral y doble manipuleo en el acarreo del desmonte, dificultando el laboreo, mientras que en el C&RD no existe el doble manipuleo, la gravedad y el explosivo se aprovechan al máximo ya que los dos juntos hacen que una vez disparado el mineral este llegue casi directamente a la tolva requiriendo un mínimo rastrellaje.

6.3.-ETAPAS DE MINADO:

6.3.1.-EXPLORACIÓN Y DESARROLLO:

Esta etapa es ejecutada igual que para cámaras y pilares se explora el manto en forma horizontal llevando como control litológico el volcánico de la caja piso, el laboreo horizontal es una galería de 2.10 m x 2.10m de sección, cada 60 metros se levantan chimeneas de 2.50m x 2.50m (esta sección para facilitar la explotación siempre controlando el piso volcánico, con este laboreo se cubica un block de 42m x 60m, quedando lista para la preparación.

En esta etapa el principal control geológico es el litológico ya que se tiene volcánico al piso y caliza al techo, también el control estructural juega un papel importante por cuanto la zona del contacto es definida haciendo que la caja piso y la caja techo se vean claramente.

Las principales características técnicas de esta etapa de minado se puede apreciar en el plano nº 2.

6.3.2.-PREPARACIONES:

Una vez cubicado un block de mineral económico cuyo valor este encima de 40 US \$/TMS, se procede a la preparación.

A partir de la galería se sellan buzones cada 5.0 metros tomando como partida el eje de la chimenea de exploración, los buzones tienen como sección 2.0m x 2.0m y 3.0m de largo, todo sobre mineral. Estos buzones a su vez se intercomunican entre si por medio de un subnivel esta preparación de subniveles y buzones es tipo Shirin kage co "cresta" hacia el subnivel.

Entre el piso del subnivel y el techo de galería se deja un puente de 3.0 metros de mineral que en proyección vertical hace 2.0 metros (esto por el buzamiento). La cantidad de mineral que se deja es mínimo solo quedan los pilares entre buzón y buzón.

Una vez concluida la comunicación de buzones se procede

...///

a la limpieza de la galería , evacuando todo el mineral al ore pass. Luego se procede al armado de tolvas en total 04 tolvas y 01 camino que es el acceso a la wincha. Tambien en esta etapa se procede a la instalación de la wincha, tanto en la parte mecánica, eléctrica así como la parte minara que es el de poner puntales de base para que soporte la wincha.

Las características técnicas de la tolva pueden apreciarse en el plano N° 7, haciendo mención que el plano muestra un Chute-camino con 06 postes, siendo necesario este diseño solo en los extremos, ya que cuando se recupera el chute, se llevan solo 04 postes y se arma solo el chute sin el aminorado, el diseño indicado es el del chute americano.

Las características técnicas de las preparaciones pueden apreciarse en el plano N° 5.

6.3.3.-EXPLOTACION:

En esta etapa se comienza por la perforación continua - desde la primera chimenea, pasando el corte en 04 días perforando 2 guardias día, haciendo 70 taladros de 4 pies efectivos, totalizando 455 taladros para una rotura de 528.61 TMS, los pormenores de esta fase se explican claramente en el subtítulo 6.4.1, luego se pasa a la etapa de voladura, disparándose por tandas de 120 taladros, totalizándose 4 guardias en disparos (2 días) Vale anotar que para la perforación - voladura se puede utilizar barrenos de 3" utilizando PANEL + ANFO, con la consecuente ampliación de malla de perforación incidiendo directamente en los costos y productividad. Después de concluida la fase de perforación y voladura el perforista pasa a perforar el otro ala del tajeo, mientras que el winchero procede a evacuar todo el mineral disparado.

Después de la limpieza se procede a colocar puntales de sostenimiento, preparándose para el relleno, una vez puestos los puntales nuevamente se procede a perforar, cuando se termina de perforar, se disparan los taladros después se limpia el mineral, luego se procede a enrejajar los puntales y se rellena a lo largo de toda la cámara dejando libre otra vez una cámara de 2.50 metros -

...///

en este punto estaríamos nuevamente en el inicio es decir como si recién tuvieramos la chimenea y nuevamente comienza el ciclo de explotación. Este ciclo de explotación completo dura aproximadamente 24 días dejando una holgura de 2 días, ver gráfico # 2, en el ciclo de minado de un ala se ejecuta 02 disparos, 02 limpiezas 01 relleno y 01 trabajo de madera.

A continuación mostramos el diagrama de flujo del ciclo completo del ala de un tajeo:

<u>ACTIVIDAD</u>	<u>DURACION (días)</u>
Perforación continua	4
Disparo por tandas	2
Limpieza de mineral	3
Apuntalamiento del tajeo	1
Perforación continua	4
Disparo por tandas	2
Limpieza de mineral	3
Enrejado de puntales	0
Relleno del tajeo	3

TOTAL = 22 días

Realmente el ciclo de minado y las fases de operación unitaria se tendrá que ver con más detalle en el gráfico # 2, donde se grafica la secuencia de la operación para el método C&RD.

6.4. -EQUIPOS UTILIZADOS - EFICIENCIAS:

Los equipos utilizados para un block de mineral de 60m x 42m y 4m de potencia son:

- Un winche de arrastre de 15 HP marca JOY con rastrillo de 26" de ancho.
- Una perforadora Jack leg marca Montavert modelo T-28.

Como se podrá apreciar los equipos que se utilizan son mínimos y en los subtítulos siguientes se analizan las eficiencias y costos operativos de los mismos.

6.4.1.-EFICIENCIA DE LA MAQUINA PERFORADORA JACK LEG MARCA -
MONTAVERT T-28:

Volumen a romperse:

Largo x potencia x avance

$$35\text{m} \times 4\text{m} \times 1.2\text{m} = 168 \text{ m}^3$$

Volumen esponjado (45% esponjamiento)

$$168 \text{ m}^3 \times 1.45 = 243.6 \text{ m}^3$$

Toneladas rotas:

$$243.6 \text{ m}^3 \times 2,17 \text{ TMS/m}^3 = 528.61 \text{ TMS}$$

Taladros empleados para romper el tonelaje propuesto -
(ver plano de voladura #6):

mallá 0.50m x 0.50m (13 taladros cada 2 filas)

$$13 \text{ tal/m} \times 35\text{m} = 455 \text{ taladros}$$

Rendimiento de voladura:

$$\text{TMS/tal} = 528.61 \text{ TMS}/455 \text{ tal}$$

$$= 1.16 \text{ TMS/tal}$$

Velocidad de perforación:

$$1.16 \text{ pies/min}$$

Tiempo de perforación:

$$(455 \text{ tal} \times 4 \text{ pies/tal}) / (1.16 \text{ pies/min}) = 1568.96 \text{ min}$$

$$= 26.15 \text{ horas}$$

Guardias de perforación:

$$455 \text{ tal} / 70 \text{ tal/gdia de 12 horas} = 6.5 \text{ guardias}$$

$$= 3.25 \text{ dias}$$

$$= 4.0 \text{ dias de perf.}$$

Factor de utilización de la perforadora:

$$(70 \text{ tal} \times 4 \text{ pies/tal}) / (1.16 \text{ pies/min}) = 241.38 \text{ min}$$

$$= 4.02 \text{ horas}$$

$$(4.02 \text{ hr}/12 \text{ hr}) \times 100\% = 33.5\%$$

6.4.2.-EFICIENCIA DEL WINCHE DE ARRASTRE MARCA JOY DE 15 HP:

Se sabe que la producción horaria del winche de arrastre es de 6.08 TMS/hr y que esta producción horaria se incrementa en un 100% por efecto de la orientación de la voladura más la gravedad, la que prácticamente ubica casi todo el mineral roto sobre el buzón. Por lo que la producción horaria del winche será 12.16 TMS/hr.

Tambien se sabe que el rendimiento de voladura es de:

...///

528.61 TMSR, por lo tanto el tiempo de limpieza será:

$$528.61 \text{ TMSR} / 12.16 \text{ TMSR/hr} = 43.61 \text{ horas}$$

Factor de utilización:

Como el winche tiene carga suficiente no parará durante -- las 8 horas ó 12 horas de trabajo que se le programe por lo que el factor de utilización será del 100% (ver gráfico # 2)

6.4.3.-BALANCE DE EQUIPO:

Perforación: 1 perforadora rompe 528.61 TMS (subtítulo 6.4.1), el rendimiento de voladura es de 1.16 TMS/tal se necesitan: $528.61 / 1.16 = 455$ taladros
cada guardia se perfora 70 tal/guardia por lo que:
 $455/70 = 6.5$ guardias
= 3.25 dias
= 4.0 dias en perforación

Voladura: cada guardia dispara tandas del 20 taladros
 $455/120 = 3.8$ guardias
= 2.0 dias

Perforación + Voladura = 6.00 dias para 528.61 TMS

Acarreo: 1 wincha

Producción horaria: 12.16 TMS/hr

$528.61 \text{ TMS} / 12.16 = 43.47$ horas de limpieza

considerando 8 horas efectivas de trabajo en 12 horas

se tiene: $43.47 / 8 \text{ horas} = 5.43$ guardias

= 6.00 guardias

= 3.00 dias de limpieza.

Relleno:

Largo x ancho x potencia

$35\text{m} \times 2.5\text{m} \times 4\text{m} = 350 \text{ m}^3$

peso específico del relleno = 1.8 TMS/m³

$350 \text{ m}^3 \times 1.8 \text{ TMS/m}^3 = 630 \text{ TMS}$

$630 \text{ TMS} / 12.16 \text{ TMS/hr} = 51.81 \text{ horas}$

$51.81 \text{ hr} / 8 \text{ hr/gdia} = 6.47 \text{ gdias}$

= 3.5 dias

Acarreo + relleno = 3.0 + 3.5

= 6.5 dias

Por lo tanto:

perforadora = 6 dias

wincha = 6.5 dias

por lo que el balance es correcto (ver gráfico # 2).

6.5.-PERSONAL - EFICIENCIAS:

A continuación se presenta una tabla en la que se puede apreciar todas las tareas necesarias para un corte de 528.61 TMS

ACTIVIDAD	TAREAS		
	Normal	Sobretiempo	Total
Perforación	16	8	24
Voladura	8	4	12
Rastrillaje	12	6	18
Relleno	12	6	18
Madera	4	2	6

TOTAL = 78 tareas

Se utilizan solamente 6 hombres

TMS/Hombre-guardia = 528.61 TMS / 78 tareas
= 6.78 TMS/H-gdia

6.6.-SERVICIOS AUXILIARES - VENTILACION:

Se enumera a continuación los trabajos necesarios para la buena operación del método de explotación descrito:

- 1- Redes de agua y aire para una máquina perforadora, la tubería de aire debe ser de 2" de diametro y la de agua debe ser de 1" de diametro.
- 2- Ubicar el winche en la parte central del subnivel, ejecutar los trabajos necesarios de madera para la base del winche asimismo realizar los trabajos de instalación eléctrica.
- 3- Trabajos de madera para el relleno.
- 4- Armado de chutes.
- 5- Ventilación:

Requerimiento de aire fresco:

personal = 106 CFM/persona x 10 personas = 1060 CFM

equipo = 3 m3 x min/HP x 1 pie3/0.027 m3 = 111 CFM/HP

111 CFM/HP x 15 HP = 1665 CFM

TOTAL = 1725 CFM

Ventilación natural:

Por la galeria = 4000 CFM

por las chimeneas de exploración y buzones ingresa de los 4000 cfm solamente 3000 CFM

Superavit de ventilación:

3000 CFM - 1725 CFM = + 1275 CFM.

...///

Por lo tanto la ventilación es buena y es natural. Todos los servicios auxiliares se pueden apreciar en los planos del # 5 al # 12.

6.7.-RELLENO - COSTOS - SOLUCIONES:

Siendo el relleno una alternativa nueva en la explotación de los tajeos ubicados en le el Manto y sabiendo que anteriormente se trabajaba sin relleno, era necesario fijar las fuentes de relleno, para efectuar una explotación sin mayores problemas con el método planteado.

Una de las fuentes principales es el relleno proveniente de exploraciones y desarrollos, teniendo como premisa que las exploraciones y desarrollos en la Mina Manuelita debiera sumar 500 metros mensuales (se adjunta programa de exploraciones y desarrollos anexo # 1), de los cuales 300 metros deberían ser ejecutados en las zonas alta e intermedia, se podía asumir que este relleno debiera ir a parar a los tajeos de explotación lo cual en la práctica se cumplió sin mayores contratiempos, ya que a veces hasta faltaba campo para recepcionar relleno proveniente de exploraciones y desarrollos.

Para un avance de 300 metros se tiene:

$$\begin{aligned} \text{metros cubicos} &= 300 \times 2.10 \times 2.10 \\ &= 1323 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{factor de esponjamiento } 45\% \\ &= 1323 \times 1.45 \\ &= 1918.35 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

Explotación para un tajeo:

2000 TMS

$$pe = 3.15 \text{ TMS/m}^3$$

requerimiento de relleno será:

$$2000/3.15 = 635 \text{ m}^3$$

Para 3 tajeos:

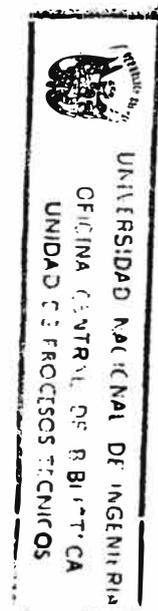
$$635 \text{ m}^3 \times 3 = 1905 \text{ m}^3$$

Por lo que :

$$\text{se necesita} = 1905 \text{ m}^3$$

$$\text{se tiene} = 1918 \text{ m}^3 \text{ (exploraciones y desarrollos)}$$

Entonces el desmonte proveniente de exploraciones y desarrollo cubre la necesidad de relleno de 3 tajeos con una producción mensual de 2000 TMS cada tajeo.



Cabe mencionar que tambien existe otra fuente de relleno que es la chimenea 13 que esta ubicada en la veta 13, esta chimenea sale hasta superficie y esta intercomunicada a los diferentes niveles de la mina, de donde se tiene relleno fresco proveniente de superficie.

El costo del relleno es un costo mínimo ó casi cero para nuestro caso, ya que se rellena con el volumen proveniente de las exploraciones y desarrollos. Mas bien calcularemos el costo de la madera usada en el relleno:

Se usaran:

$$35m / 3 m/puntal = 12 \text{ puntales de } 6'' \text{ de diametro x } 4 \text{ met}$$

Para enrejear:

13 rajados/cara

$$13 \text{ raj x } 1 \text{ redondo/4 rajados} = 3.25 \text{ redondos} \\ = 4 \text{ redondos x } 3 \text{ metros}$$

$$\text{Para 12 caras se tiene: } 4 \text{ x } 12 = 48 \text{ redondos x } 3 \text{ metros}$$

Peso de la madera:

$$12 \text{ puntales de } 4 \text{ metros x } 42 \text{ Kg/puntal} = 504 \text{ Kg}$$

$$48 \text{ puntales de } 3 \text{ metros x } 32 \text{ Kg/puntal} = \underline{1536 \text{ Kg}}$$

$$\text{TOTAL} = 2040 \text{ Kg}$$

Costo de la madera:

$$2040 \text{ Kg x } 0.10 \text{ \$/Kg} = 204 \text{ \$}$$

$$\text{\$/TMS} = 204 / 528.61 \text{ TMS}$$

$$= 0.39 \text{ \$/TMS}$$

Este costo sería el único que tomaríamos en cuenta para el relleno, habría que sumarle el costo de manipuleo del relleno - que es igual a:

$$\text{Producción horaria winche} = 12.16 \text{ TMS/hr}$$

$$\text{Costo horario del winche} = 14.33 \text{ \$/hr}$$

$$\text{\$/TMS} = 14.33 / 12.16$$

$$= 1.18 \text{ \$/TMS}$$

$$\text{Costo del relleno} = 0.39 + 1.18$$

$$= 1.57 \text{ \$/TMS}$$

6.8.-EFICIENCIAS DE MINADO:

6.8.1.-PERFORACION:

$$\text{TMS/taladro} = 1.16 \text{ TMS/tal (subtitulo 6.4.1)}$$

TMS/barreno:

1 barreno dura 750 pies

1 barreno perfora: 750 x 1 tal/4pies = 187.5 tal/barr

$$1.16 \text{ TMS/tal x } 187.5 \text{ tal/barreno} = 217.5 \text{ TMS/barreno}$$

...///

TMS/pie perforado:

1.16 TMS/tal

1 taladro = 4 pies

1.16 TMS/tal x 1 tal/4pies = 0.29 TMS/pp

6.8.2.-VOLADURA:

Dinamita:

Kg dinamita/TMSR

consumo = 455 taladros x 5 din/tal

= 2275 dinamitas

peso dinamita = 0.078 Kg/din

Kg dinamita = 2275 x 0.078

= 177.45 Kg

TMS rotas = 528.61 TMS

Kg din/TMSR = 177.45 / 528.61

= 0.34 Kg/TMSR

Fulminantes:

Consumo = 455 fulminantes

TMS rotas = 528.61 TMS

Ful/TMSR = 455 / 528.61

= 0.86 ful/TMSR

Guía:

Consumo = 455 ful x 10 pies + 6 pies

= 4556 pies de guía

pie/TMSR = 4556 / 528.61

= 8.62 pies/TMSR.

6.8.3.-ACARREO:

Para el acarreo se considera una eficiencia de más 100%, en la producción horaria del winche por cuanto la voladura y la gravedad ayudan a que el mineral - despues de disparado casi el 80% este ya en la tolva. En consecuencia la producción horaria del winche quedaría en:

6.08 TMS/hr x 200% = 12.16 TMS/hr.

6.9.-COSTOS:

6.9.1.-PERFORACION:

Cp&o = 11.36 \$/hr (subtítulo 3.4.3)

Horas de operación = 26.15 hr (subtítulo 6.4.1)

TMSR = 528.61 TMS (subtítulo 6.4.1)

(Cp&o x horas operación) / TMSR

(11.36 x 26.15) / 528.61 = 0.56 \$/TMSR

Barreno:

750 pies x 0.29 TMSR/pie perforado = 217.5 TMS

120 \$/217.5 TMSR = 0.55 \$/TMSR

Costo perforación = 0.56 + 0.55

= 1.11 \$/TMSR

6.9.2.-VOLADURA:

Dinamita:

Consumo = 2275 dinamitas

2275 din x 0.19 \$/din = 432.25 \$

Fulminante Nº 6:

455 ful x 0.29 \$/ful = 131.25 \$

Mecha lenta:

4556 pies x 0.10 \$/pie = 455.60 \$

Costo total voladura = 1019.80 \$

\$/TMSR = 1019.8 \$/528.61 TMSR

= 1.93 \$/TMSR

Tareas = 12 tareas

12 tareas x 8 hr/tarea x 1.13 \$/hr = 108 \$

\$/TMSR = 108 \$/528.61 TMSR

= 0.21 \$/TMSR

Costo total de voladura = 1.93 \$/TMSR + 0.21 \$/TMSR

= 2.14 \$/TMSR

6.9.3.-ACARREO:

Cp&o winche = 14 \$/hr (subtítulo 3.3.4)

Producción horaria = 12.16 TMS/hr (subtítulo 6.3.3)

Factor = 2 (por mineral y relleno)

(14 \$/hr / 12.16 TMS/hr) x 2 = 2.30 \$/TMS.

6.10.-CICLO DE MINADO PARA UN TAJEO DE 2000 TMS:

a) Perforación:

Un corte = 528.61 TMS

Nº de cortes = 2000 TMS / 528.61 TMS = 3.78 cortes

= 4 cortes

= 2114.44 TMS

Eficiencia de perforación = 1.16 TMS/tal

Nº de taladros = 2114.44 TMS / 1.16 TMS/tal

= 1820 taladros

Se perfora = 70 tal/guardia (con 2 hombres)

Guardias de perforación = 1820 tal / 70 tal/gdia

= 26 guardias

26 guardias / 2 guardias/dia = 13 dias en perforación con una holgura del 20% se tendrá:

13 + 13 x 0.2 = 15.6 dias

= 16 dias de perforación.

b) Voladura:

Se dispara tandas de 120 taladros/guardia

entonces se tiene:

1820 taladros / 120 tal/guardia = 15.16 guardias

= 16 guardias

16 guardias / 2 guardias/dia = 8 dias de voladura.

c) Acarreo:

Rendimiento del winche = 12.16 TMS/hr

Tonelaje a limpiar = 2000 TMS

2000 TMS / 12.16 TMS/hr = 165 horas

Consideraremos para 12 horas de trabajo 8 horas efectivas de rastrillaje por guardia entonces se tiene:

165 horas / 8 horas/gdia = 20.6 guardias

= 10.3 dias de limpieza

margin de seguridad = 20%

10.3 + 10.3x0.2 = 12.36

= 12 dias de limpieza de mineral

d) Relleno:

m3 a rellenar = 2000 TMS / 3.15 TMS/m3

= 635 m3

Rendimiento del winche = 12.16 TMS/hr

...///

Peso específico del desmonte = 2.18 TMS /m³

Esponjamiento = 45%

$$2.18 / 1.45 = 1.5 \text{ TMS /m}^3$$

Entonces el rendimiento del winche será :

$$12.16 \text{ TMS/hr} / 1.5 \text{ TMS /m}^3 = 8.11 \text{ m}^3/\text{hr}$$

Horas de winche en relleno:

$$635 \text{ m}^3 / 8.11 \text{ m}^3/\text{hr} = 78 \text{ horas}$$

Guardias en relleno:

$$78 \text{ horas} / 8 \text{ horas/gdia de 12 horas} = 9.78 \text{ guardias} \\ = 10 \text{ guardias}$$

$$20\% \text{ de seguridad} = 10 + 10 \times 0.2 = 12 \text{ guardias}$$

Por lo que sería:

6 días de relleno.

e) Madera:

Se coloca los puntales en 2 guardias de 12 horas = 1 día

6.11.- CONSUMO DE MATERIALES PARA UN MES PARA UN TAJEO DE 2000 TMS:

a) Perforación:

Nº de taladros = 1820

Un barreno dura = 750 pies

$$750 \text{ pies} / 4 \text{ pies/tal} = 187.5 \text{ taladros}$$

$$\text{Nº de barrenos} = 1820 / 187.5 = 9.7 \text{ barrenos} \\ = 10 \text{ barrenos}$$

b) Voladura:

Fulminantes = 1820

$$\text{Mecha lenta} = 1820 \times 10 \text{ pies/ful} \\ = 18200 \text{ pies de guía}$$

$$\text{Dinamita} = 1820 \times 5 \text{ din/tal} \\ = 9100 \text{ dinamitas} \\ = 30 \text{ cajas de dinamita}$$

c) Acarreo:

$$\text{Cable metálico de media} = 150 \text{ metros para 3 meses} \\ = 50 \text{ metros/mes}$$

d) Madera:

$$\text{Puntales} = 13 \text{ puntales} \times 4 \text{ cortes} \\ = 52 \text{ puntales de 6" de diametro}$$

$$\text{Rajados} = 12 \times 4 \times 4 \text{ cortes} \\ = 192 \text{ puntales de 6" de diametro}$$

...///

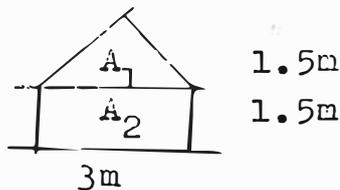
Necesidad total de madera = 52 + 192

= 244 puntales de 6" Ø x 4m.

6.12.-RECUPERACION DEL METODO DE EXPLOTACION:

En este item se evaluará la recuperación del nuevo Método - de explotación C&RD. Segun plano # 5 que se adjunta el único mineral que se deja son los puentes que separan tolva a tolva, el cual podría considerarse como infimo ó cero pero lo evaluaremos para conocer la recuperación correcta.

$$A = A_1 + A_2$$



$$A_1 = \frac{1}{2} \times 3 \times 1.5 = 2.25 \text{ m}^2$$

$$A_2 = \frac{1.5 \times 3}{2} = 2.25 \text{ m}^2$$

$$A = 2.25 + 2.25 = 4.5 \text{ m}^2$$

$$A_{total} = 12 \times 6.75 \text{ m}^2$$

$$= 81 \text{ m}^2$$

$$\text{Area del block a explotar} = 60\text{m} \times 40\text{m}$$

$$= 2400 \text{ m}^2$$

$$\% \text{ mineral que no se recupera} = (81 / 2400) \times 100\%$$

$$= 3.4 \%$$

$$\% \text{ recuperación} = 100\% - 3.4\%$$

$$= 96.6 \%$$

6.13.-VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL METODO DE EXPLOTACION DESCRITO:

Ventajas:

- 1- Explotación barata.
- 2- Pocos trabajos preparatorios.
- 3- Rendimiento de obreros alto.
- 4- Labores de preparación en esteril no existe.
- 5- El trabajo de explotación es fácil.
- 6- Definitivamente es mejor que el método Cámaras y pilares por todos lo factores de eficiencias calculados.
- 7- Rendimientos y eficiencias muy buenos para una minería - convencional.
- 8- Alta recuperación de mineral.

- 9- Aplicable a condiciones de caja techo suave.
- 10- Buena seguridad.
- 11- Buena ventilación.
- 12- Permite selectividad en la explotación.
- 13- No hay dilución.

Desventajas:

- 1- Bloquea las exploraciones en la fase de preparación.
- 2- Uso de madera aun cuando su costo es bajo.
- 3- La aplicación esta limitada ala potencia ya que más de 4 metros nos puede aplicar por el problema de la medera.

CAPITULO 7

7.-ASPECTO ECONOMICO

7.1.-COSTO DE EXPLOTACION DEL METODO CAMARAS Y PILARES - COSTO DEL MINERAL NO RECUPERADO:

En este capitulo solamente se procederá a ordenar los costos ya calculados anteriormente en los capitulos precedentes.

Costo perforación	2.04	\$/TMS
Costo voladura	3.36	\$/TMS
Costo acarreo	11.21	\$/TMS
Costo relleno	0.00	\$/TMS
Costo total =		16.61 \$/TMS.

Costo del mineral no recuperado:

Para un block de 60m x 42m x 4m = 10080 m³

Esponjamiento 45%

Peso específico = 3.15 TMS/m³

Toneladas mineral = 10080 m³ x 3.15 TMS/m³
= 31752 TMS

Recuperacion = 50%

Mineral que se deja = 31752 x 0.5
= 15876 TMS

...///

Cálculo del costo unitario por tonelada aplicando ley de corte de la empresa:

Ag 7 Onzas/TMS x 3 \$/onza	= 21 \$/TMS
Zn 4% x 4 \$	= 16 \$/TMS
Pb 2% x 3.5 \$	= 7.0 \$/TMS
Cu 0.1% x 3 \$	= 0.3 \$/TMS
<u>Total</u>	<u>= 44.3 \$/TMS</u>

Vale acotar que el mineral a explotarse tenia como valor mínimo 40 \$/TMS, debajo de ese valor se dejaba.

Costo del mineral que se deja INSITU:

$$15876 \text{ TMS} \times 44.3 \text{ \$/TMS} = 703306 \text{ \$}.$$

7.2.-COSTO DE EXPLOTACION DEL METODO CORTE Y RELLENO DIRECCIONAL:

Al igual que en el subtítulo anterior solamente procederemos a ordenar los costos individuales ya calculados anteriormente

Costo perforación	1.11 \$/TMS
Costo voladura	2.14 \$/TMS
Costo Acarreo	2.30 \$/TMS
Costo relleno	<u>1.57 \$/TMS</u>
<u>Costo total</u>	<u>= 7.12 \$/TMS</u>

7.3.-CRITERIOS DE SELECCION FINAL - CUADRO COMPARATIVO DE LOS METODOS DE EXPLOTACION Y ANALISIS DEL MISMO:

En esta parte se analiza cada método de explotación en sus diferentes parametros y se hace un cuadro resumen del mismo y es el que a continuación se muestra, vale aclarar que este cuadro es el resumen de todo lo planteado en el presente trabajo, donde definitivamente se puede apreciar que el Corte y Relleno Direccional es un método de explotación barato, productivo y de alta recuperación comparandolo directamente con el método Camaras y Pilares.

En la página siguiente esta el cuadro comparativo.

METODO	EFICIENCIAS									COSTOS			EQUIPOS			PERSO- NAL	RECUP RACIO
	PERFORACION			VOLADURA			ACAR	TAREA		(\$/TMS)			% UTILIZACION				
	TMSR tal	TMSR Barr	TMSR pp	Kg din TMSR	ful TMSR	Pguia TMSR	TMSR hr	TMSE Hgdia	Perf	Vol	Acar	Rell	Taiku	Wincha	Perf		
C&P	0.58	108.7	0.145	0.68	1.73	12.18	6.08	4.99	2.04	3.36	11.21	--	1	2	3	12	50
													83.33	58.17	19.5		
C&RD	1.16	217.5	0.290	0.34	0.86	8.62	12.16	6.78	1.11	2.14	2.30	1.57	-	1	1	6	96
														100.0	33.5		
DIF	0.58	108.7	0.145	0.34	0.87	3.56	6.08	1.79	0.93	1.22	8.91	1.57	1	1	2	6	46
	+	+	+	-	-	-	+	+	-	-	-	+	-	-	-	-	+
%INCR	+100	+100	+100	-50	-50	-29	+100	+36	-46	-36	-79	+100	-100	-50	-67	-50	+93

LEYENDA:

TMSR = Tonelada metrica seca rota

hr = hora

tal = taladro

TMSE = toneladas metricas secas extraidas

Barr = barreno

Hgdia = Hombre guardia

pp = pie perfprado

Perf = perforación o perforadora

Kg din = Kilogramo de dinamita

Vol = voladura

ful = fulminante

7.3.1.-ANALISIS DE EFICIENCIAS:

a) Perforación:

Con el método C&RD se obtiene 100% de TMSR/tal, lo que implica que se esta distribuyendo mejor los taladros aún cuando la malla de perforación es de 0.50m x 0.50m , cabría mencionar una vez más que el uso de FANEL nos llevaria a mejorar mucho más este parametro, haciendose necesario realizar las pruebas pertinentes para su implantación.

Tambien en el parametro de TMSR/barreno se obtiene 100% más que en el método C&P esto nos estaría indicando que vamos a usar menos barrenos para romper el tonelaje propuesto. Para 2000 TMS se tiene:

$$\text{C\&P : } 2000 \text{ TMS} / 108.75 \text{ TMS/barr} = 18 \text{ barrenos}$$

$$\text{C\&RD: } 2000 \text{ TMS} / \underline{217.50 \text{ TMS/barr}} = 9 \text{ barrenos}$$

$$\text{AHORRO} = 9 \text{ barrenos.}$$

Tambien si analizamos el parametro de TMSR/pp con el nuevo método de explotación se tendrá que perforar menos para cumplir el tonelaje propuesto.

b) Voladura:

Kg din/TMSR: Este parametro nos esta indicando directamente que nuestro consumo de explosivos disminuira al 50% lo que equivale a menor consumo de dinamita si tomamos para 2000 TMS se tendrá:

$$\text{C\&P : } 2000 \text{ TMS} \times 0.68 \text{ Kg din/TMS} = 1360 \text{ Kg din}$$

$$\text{C\&RD: } 2000 \text{ TMS} \times \underline{0.34 \text{ Kg din/TMS}} = 680 \text{ Kg din}$$

$$\text{AHORRO} = 680 \text{ Kg de dinamita}$$

Ful/TMSR: para 2000 TMS se tiene

$$\text{C\&P : } 2000 \text{ TMS} \times 1.73 \text{ ful/TMS} = 3460 \text{ fulminantes}$$

$$\text{C\&RD: } 2000 \text{ TMS} \times \underline{0.86 \text{ ful/TMS}} = 1720 \text{ fulminantes}$$

$$\text{AHORRO} = 1740 \text{ fulminantes}$$

Pie guia/TMSR:

$$\text{C\&P : } 2000 \text{ TMS} \times 12.18 \text{ pies/TMS} = 24360 \text{ pies}$$

$$\text{C\&RD: } 2000 \text{ TMS} \times \underline{8.62 \text{ pies/TMS}} = 17240 \text{ pies}$$

$$\text{AHORRO} = 7120 \text{ pies de guía}$$

c) Acarreo:

$$2000 \text{ TMS} / 6.08 \text{ TMS/hr} = 329 \text{ horas (C\&P)}$$

$$2000 \text{ TMS} / \underline{12.16 \text{ TMS/hr}} = 164 \text{ horas (C\&RD)}$$

$$\text{AHORRO} = 164 \text{ horas de wincha}$$

...///

Taiku: 2000 TMS / 8.15 TMS/hr = 245 horas de taiku
se ahorra porque ya no se usa Taiku

d) Tareas:

c C&P : 2000 TMS / 4.99 TMS/tarea = 400 tareas

C&RD: 2000 TMS / 6.78 TMS/tarea = 295 tareas

AHORRO = 105 tareas

7.3.2. -ANALISIS DE COSTOS:

Todo lo expuesto en el subtítulo 7.3.1 llevado a costos es lo que a continuación se refleja y se seguirá analizando para 2000 TMS que es una producción mensual que se obtiene con el método C&RD en un tajeo.

a) Perforación:

C&P : 2000 TMS x 2.04 \$/TMS = 4080 \$

C&RD: 2000 TMS x 1.11 \$/TMS = 2220 \$

AHORRO = 1860 \$

b) Voladura:

C&P : 2000 TMS x 3.36 \$/TMS = 6720 \$

C&RD: 2000 TMS x 2.14 \$/TMS = 4280 \$

AHORRO = 2440 \$

c) Acarreo:

C&P : 2000 TMS x 11.21 \$/TMS = 22420 \$

C&RD: 2000 TMS x 2.30 \$/TMS = 4600 \$

AHORRO = 17800 \$

d) Relleno:

C&P : 2000 TMS x 0.00 \$/TMS = 0.000 \$

C&RD: 2000 TMS x 1.57 \$/TMS = 3140 \$

DEFICIT = 3140 \$

En resumen se tiene :

C&P : 2000 TMS x 16.61 \$/TMS = 33220 \$

C&RD: 2000 TMS x 7.112 \$/TMS = 14240 \$

AHORRO = 18,980 \$.

7.3.3. -ANALISIS DE EQUIPOS Y PERSONAL:

El taiku pasa a otros tajeos ya no se necesita con el nuevo método de explotación.

Un winche se queda mientras que el sobrante pasa a otros tajeos.

Una perforadora se queda mientras que las dos restantes a otros tajeos .

...///

Personal solo se necesita 6 hombres mientras que los otros 6 se redistribuyen en otras labores.

7.3.4.-ANALISIS DE LA RECUPERACION:

Definitivamente con el método C&RD se recupera casi el 100% mientras que el método C&P recupera en promedio el 50% (ver subtítulo 7.1).

CAPITULO 8

8.-CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:

- 1.- En la mina MANUELITA de propiedad de MINERA YAULI S.A. existe un potencial de 1'041,678.678 Tms probadas y probables de los cuales el 50% estan cubicados en el Manto 1 y de este volumen el 50% (260,419.67 TMS) lo conforman blocks con las características ó condiciones para la aplicación del método planteado, en total se tienen 9 blocks de 30,000 TMS cada una, listas para la aplicación del método C&RD, a un ritmo de 2000 TMS mensuales por cada tajeo se tendría para 15 meses de explotación por tajeo.
- 2.- Se debe continuar con las exploraciones del Manto 1 (Manto de contacto) para seguir incrementando las reservas, ya que la misma es una estructura persistente y bien definida.
- 3.- Las leyes del mineral cubicados en el Manto 1 varían en Ag desde 4 onzas hasta 40 onzas Ag/TMS, en plomo varía de 1% a 3%, en Zn de 1% a 5%, en cobre de 0% a 0.1%, notandose que cuando la ley de plata baja la ley del zinc sube y viceversa, por lo que se podría concluir que se tiene blocks de plata y blocks de zinc.
- 4.- El método de explotación planteado es altamente selectivo y se acomoda perfectamente al tipo de estructura que se tiene, ya que dentro de los blocks de mineral se encuentran nucleos de -

...///

pirita sin minerales economicos los cuales se dejan en la explotación.

- 5.- El éxito del método de explotación planteado esta garantizado lo único que habría que tener siempre presente es seguir la - secuencia de minado planteado en el gráfico # 2.
- 6.- En la voladura es factible optimizar ya que actualmente se dis- para con fulminantes Nº 6 y mecha lenta, la optimización sería cambiar a fulminante FANEL con microretardo que se estima de - un costo mayor por fulminante, pero los microretardos permi- ten ampliar malla de perforación, traendo como consecuencia menores costos de perforación y voladura.
- 7.- Si bien es cierto el uso de relleno representa mayor costo (a- parentemente) y a la vez es un problema nuevo, no hubo incon- veniente en adaptar al personal en el uso del mismo.
- 8.- El block será explotado desde dos frentes de ataque ó dos alas comenzando ambos desde la chimenea de exploración hacia la par- te central donde esta ubicada la wincha.
- 9.- La wincha se ubica al centro del subnivel hasta el final de la explotación del block.
- 10.-El costo de posesión de un equipo nos esta indicando cuanto - nos cuesta un equipo que es de nuestra propiedad cuando la te- nemos parada o sin trabajar, equivaldría a tener alquilado un equipo para no trabajarlo, esto hay que entenderlo bien, pues nos infla los costos.
- 11.-Un equipo que sea mal usado o mal empleado nos estará recarganã do nuestros costos de producción, tal como se demuestra con el costo de operación, el ejemplo claro de esto es el uso del au- tocargador Taiku en el método Camaras y Pilares.
- 12.-Con las dos observaciones anteriores quiero hacer notar que - las equipoe y/o maquinarias se compran o adquieren para tra- bajarlos y obtener el máximo provecho posible de ellos, en lo posible en un equilibrio de costos, el equipo debe trabajar - por lo menos en algo que le revierta su costo de posesión y - operación.

AÑEXO N° 3

3.- ESTANDARES DE MINADO

3.1 CUADRO RESUMEN ESTANDARES DE MINA

- AREA	ZONA	ZONA	ZONA
	ALTA	INTERMEDIA	BAJA
- PERFORACION (tal)			
JACKLEG	24	24	19
STOPPER	19	—	24
- LIMPIEZA (ton)			
WINCHE 7.5 HP	18	20	—
WINCHE 15 HP	17	32	23
PALA "TAYKU"	—	45	—
PALA "EIMCO"	—	—	14
- TRANSPORTE (ton)			
CLAYTON	26	40	45
MANCHA	—	—	29
GREENBAT Nv-30	—	20	—
GREENBAT Nv-90	—	45	—

3.2 DATOS TECNICOS RELEVANTES

3.2.1 PERFORACION - VOLADURA

A.- ZONA ALTA

EQUIPO: PERFORADORA		JACKLEG	STOPPER
Nº Taladros/guardia	(unidad)	24.0	19.0
Profundidad de Taladro	(pies)	3.5	3.4
Velocidad de Perforación	(pies/min)	1.8	1.0
Tiempo Improductivo	(min)	63.8	107.0
Relación tonelada/tal.	(ton/tal)	0.77	0.75

1. Incrementar productividad.
2. Disminuir sobretiempo (4h - 6h.30')
3. Disminuir costos (basado en sobretiempo) Mayor N° de equipo.
4. Estimular al trabajador.

B. - ZONA INTERMEDIA

EQUIPO: PERFORADORA		JACKLEG
Nº Taladros/guardia	(unidad)	24.0
Profundidad de Taladro	(pies)	4.0
Velocidad de Perforación	(pies/min)	1.6
Tiempo Improductivo	(min)	118.6
Relación tonelada/tal.	(ton/tal)	0.82

C. - ZONA BAJA

EQUIPO: PERFORADORA		JACKLEG	STOPPER
Nº Taladros/guardia	(unidad)	19.0	24.0
Profundidad de Taladro	(pies)	4.5	4.2
Velocidad de Perforación	(pies/min)	2.2	1.2
Tiempo Improductivo	(min)	140.6	99.8
Relación tonelada/tal.	(ton/tal)	0.79	0.80

3.2.2 CARGUIO - LIMPIEZA**A. - ZONA ALTA**

EQUIPO: WINCHES ELECTRICOS		7.5 HP	15 HP
Producción por guardia	(ton)	18.3	17.4
Distancia de rastrillaje	(mts)	9.9	27.1
Toneladas por viaje	(ton/vje)	0.2	0.23
Nº Viajes por guardia	(unidad)	91.5	77.3
Tiempo Improductivo	(min)	74.4	83.5

B. - ZONA INTERMEDIA

EQUIPO: WINCHES ELECTRICOS		7.5 HP	15 HP
Producción por guardia	(ton)	24.0	32.3
Distancia de rastrillaje	(mts)	30.5	20.7
Toneladas por viaje	(ton/vje)	0.15	0.23
Nº Viajes por guardia	(unidad)	160.0	140.3
Tiempo Improductivo	(min)	157.4	124.3

EQUIPO: PALA NEUMATICA**"TAYKU"**

Producción por guardia	(ton)	46.5
Distancia de carguio	(mts)	34.4
Toneladas por viaje	(ton/vje)	2.5
Nº Viajes por guardia	(unidad)	18.6
Tiempo Improductivo	(min)	141.1

C.- ZONA BAJA**EQUIPO: WINCHES ELECTRICOS****15 HP**

Producción por guardia	(ton)	22.7
Distancia de rastrillaje	(mts)	25.0
Toneladas por viaje	(ton/vje)	0.23
Nº Viajes por guardia	(unidad)	99.0
Tiempo Improductivo	(min)	159.8

EQUIPO: PALA NEUMATICA**EMMCO 12B**

Producción por guardia	(ton)	14.0
Distancia de carguio	(mts)	21.3
Toneladas por viaje	(ton/vje)	1.3
Nº viajes por guardia	(unidad)	10.8
Tiempo Improductivo	(min)	150.7

3.2.3 TRANSPORTE**A.- ZONA ALTA****EQUIPO: LOCOMOTORA****CLAYTON (bateria)**

Producción por guardia	(ton)	26.0
Distancia de Transporte	(mts)	690.7
Nº carros por viaje	(unidad)	6.2
Toneladas por viaje	(ton/vje)	4.2
Nº Viajes por guardia	(unidad)	26.0
Tiempo Improductivo	(min)	83.0

B.- ZONA INTERMEDIA

EQUIPO: LOCOMOTORAS	CLAYTON	GREEMBAT	GREEMBAT
	Nv 0	Nv.- 30	Nv.- 90
Producción por guardia (ton)	41.0	20.8	49.2
Distancia de Transporte (mts)	842.6	187.8	210.0
Nº carros por viaje (unidad)	9.0	2.0	3.0
Toneladas por viaje (ton/vje)	12.2	2.6	4.1
Nº Viajes por guardia (unidad)	3.3	8.0	12.0
Tiempo I productivo (min)	169.4	183.4	117.6

C.- ZONA BAJA

EQUIPO: LOCOMOTORAS	CLAYTON	MANCHA
Producción por guardia (ton)	49.6	29.1
Distancia de Transporte (mts)	569.7	97.5
Nº carros por viaje (unidad)	5.0	4.0
Toneladas por viaje (ton/vje)	6.7	5.8
Nº Viajes por guardia (unidad)	7.0	5.0
Tiempo Improductivo (min)	60.5	141.7

3.2.4 IZAJE - EXTRACCION

EQUIPO: LOCOMOTORA	GREEMBAT (Trolley)
Producción por guardia (ton)	85.5
Distancia de transporte (mts)	617.5
Nº carros por viaje (unidad)	10.0
Toneladas por viaje (ton/vje)	12.7
Nº viajes por guardia (unidad)	6.7
Tiempo Improductivo (min)	168.5

EQUIPO: WINCHES DE IZAJE	DE	125 HP
Producción por guardia (ton)		95.6
Distancia de Izaje (mts)		210.0
Nº Viajes por guardia (unidad)		47.8
Tiempo Improductivo (min)		60.0

3 Los salarios del personal en el presente Estudio corresponde a Mayo de 1,989.

4 Según la información de Enero, Febrero y Marzo de 1989 las tareas analizadas se distribuyen en Tareas Normales y Tareas Adicionales (Extra, Domingo y feriado), las mismas que han sido agrupadas por zonas (Alta, Intermedia y Baja).

Las tareas adicionales se aprecian sobre la base de las tareas normales, existiendo además un costo ponderado equivalente a las tareas normales expresadas en %, los datos más relevantes son:

SECCIONES MINA	PERSONAL N°	TAREA TOTAL ADICIONAL%	COSTO TOTAL POR TAREA ADIC. %
ZONA ALTA	51.0	31.0	44.4
ZONA INTERMEDIA	75.0	34.1	56.0
ZONA BAJA	84.0	40.6	57.3
IZAJE - EXTRACCION	20.0	27.4	48.3

Como se puede observar la Zona Baja tiene los más altos porcentajes en tareas adicionales y costos equivalente, es preciso indicar además que tienen solamente 66% de cumplimiento de su programa de producción mensual.

3.2.- CUADRO DE RENDIMIENTOS OBTENIDOS (MUESTREO REALIZADO)

3.2.1.- PERFORACION JACKLEG MONTABERT

A.- PERFORADORA JACKLEG MONTABERT

OPERACION	UNIDAD	PROM. GENERAL	
GUARDIA	D/N		
TIPO DE TRABAJO	DESCRIP.		
SECCION A VOLAR	MT.2	3.85	
LONGITUD DE BARRENO	PIES	4.67	
LONGITUD PROMEDIO DE TALADRO	PIES	3.48	
EFICIENCIA DE PERFORACION	%	74.61	
T. PROM. DE PERF. NETA/TAL	MIN	1.93	
T. PROM. DE CAMBIO DE PIE	SEG	147.61	
T. PROM. DE ACOMODO	SEG	41.01	
T. PROM. PERF. TOTAL/TAL	MIN	5.08	
VELOCIDAD DE PERFORACION	PIES/MIN	1.83	
Nº TALADROS PERFORADOS		23.50	
TIEMPO DE CARGUIO - %SH	MIN - %	22.00	
TIEMPO DE PREPAR. - %SH	MIN - %	17.06	
TIEMPO DE CHISPEO - %SH	MIN - %	2.19	
SUBTOTAL		41.25	
TIEMPO DE PREP. NETA - %SH	MIN - %	45.11	
TIEMPO DE CAMBIO - %SH	MIN - %	57.93	
TIEMPO DE ACOMODO - %SH	MIN - %	16.40	
TIEMPO PRODUCTIVO - %SH	MIN - %	160.69	33.48%
TIEMPO PROD. ADIC. - %SH	MIN - %	128.93	26.86%
TIEMPO IMPRODUCTIVO - %SH	MIN - %	64.04	13.34%
TOLERANCIAS (20%OIT) - %SH	MIN - %	126.34	26.32%
		480.00	100.00%

3.2.2.- PERFORACION STOPPER

B.- PERFORADORA STOPPER MONTABERT

OPERACION	UNIDAD	PROM. GENERAL	
GUARDIA	D/N		
TIPO DE TRABAJO	DESCRIP.		
SECCION A VOLAR	MT.2	3.39	
LONGITUD DE BARRENO	PIES	5.00	
LONGITUD PROMEDIO DE TALADRO	PIES	3.44	
EFICIENCIA DE PERFORACION	%	68.70	
T. PROM. DE PERF. NETA/TAL	MIN	3.78	
T. PROM. DE CAMBIO DE PIE	SEG	96.08	
T. PROM. DE ACOMODO	SEG	62.20	
T. PROM. PERF. TOTAL/TAL	MIN	6.41	
VELOCIDAD DE PERFORACION	PIES/MIN.	0.92	
Nº TALADROS PERFORADOS		17.83	
TIEMPO DE CARGUI O - %8H.	MIN - %	19.93	
TIEMPO DE PREPAR. - %8H.	MIN - %	16.13	
TIEMPO DE CHISPEO - %8H.	MIN - %	2.29	
SUBTOTAL		38.35	
TIEMPO DE PERF. NETA - %8H.	MIN - %	66.58	
TIEMPO DE CAMBIO - %8H.	MIN - %	28.20	
TIEMPO DE ACOMODO - %8H.	MIN - %	18.38	
TIEMPO PRODUCTIVO - %8H.	MIN - %	151.51	31.50%
TIEMPO PROD. ADC. - %8H.	MIN - %	100.51	20.94%
TIEMPO IMPRODUCTIVO - %8H.	MIN - %	106.89	22.27%
TOLERANCIAS - %8H.	MIN - %	121.10	25.23%
		480.00	100.00%

3.2.3.- LIMPIEZA

A.- WINCHE ELECTRICO DE 7.5 HP (MARGA JOY)

OPERACION	UNIDAD	PROM. GENERAL	
GUARDIA	D/N		
DISTANCIA DE RASTRELLAJE	MTS	9.89	
CICLO PROMEDIO	MIN	0.41	
VELOCIDAD PROMEDIO CICLO	MT/MIN	52.01	
VELOCIDAD VACIO PROMEDIO	MT/MIN	57.16	
VELOCIDAD CARG. PROMEDIO	MT/MIN	46.87	
TIEMPO IMPRODUCTIVO - %SH.	MIN	74.26	15.47%
TIEMPO PRODUCTIVO - %SH.	MIN	46.67	9.72%
TIEMPO PROD. ADI C. - % SH.	MIN	252.83	50.59%
TOLERANCIAS - %SH.	MIN	116.25	24.22%
TONELADAS POR VIAJE	TON/VJE	0.20	
VIAJES POR GUARDIA		91.50	
PRODUCCION POR GUARDIA	TON/GDA	18.30	
		480.00	100.00%

3.2.4.- TRANSPORTE

A.- LOCOMOTORA CLAYTON (BATERIA)

OPERACION	UNIDAD	PROM. GENERAL
GUARDIA	D/N	
DISTANCIA DE TRANSPORTE	MTS.	690.75
CICLO PROMEDIO	MIN.	54.79
VELOCIDAD PROM. CICLO	MT/MIN.	57.80
VELOCIDAD VACIO PROM.	MT/MIN.	53.53
VELOCIDAD CARG. PROM.	MT/MIN.	62.06
T. PROM. CARGUIO	MIN.	19.60
T. ACOMODO	SEG.	225.36
T. PROM. DESCARGA	SEG.	465.84
TIEMPO IMPRODUCTIVO - %SH.	MIN.	83.91 17.48%
TIEMPO PRODUCTIVO - %SH.	MIN.	230.01 47.92%
TIEMPO PROD. ADIC. - %SH.	MIN.	104.84 21.84%
TOLERANCIAS	MIN.	61.25 12.76%
TONELADAS POR VIAJE	TON/VJE.	6.18
VIAJES POR GUARDIA		4.25
PRODUCCION POR GUARDIA	TON/GDA.	26.24
		480.00 10000%

TABLA N° 1

VIDA ECONOMICA DE LOS EQUIPOS

CLASE DE EQUIPO	Vida Econó mica en años	Valor de Salvataje %	Valor P Promedio de inversión %
A. - TRANSPORTTE			
- Camionetas	4	25	71.81
- Automóviles	5	25	70.00
- Camiones	4	25	71.87
- Tractores de tiro	7	25	67.85
- Trailers	8	20	65.00
B. - MOVIMIENTO DE TIERRA			
- Tractores de Oruga Implementos de Tractores	6	25	68.75
- Cargadores Frontales	5	25	70.00
- Carg. Frontal como Retro	8	25	67.19
- Pallas Mecánicas Retroexcavadoras	9	20	64.45
- Gruas Mecánicas	11	20	63.63
- Motoniveladoras	8	25	67.19
C. - PAVIMENTACION			
- Distribuidora de asfalto	6	25	68.75
- Pavimentadoras, Plantas de Asfalto, Plantas de Concreto	8	20	65.00
- Rodillo Neumático de Tiro	8	25	67.19
- Rodillo Neumático Autopropulsado	6	25	68.75
- Rodillo -3 Ruedas de 14 Toneladas	6	25	68.75
- Rodillo de 8 a 12 Toneladas	9	25	66.67
- Pata de Cabra Vibratorio (Tiro)	3	30	73.33
- Pata de Cabra Fijo de Tiro	9	25	66.67
- Rodillo liso Vibratorio Autopropuls.	3	20	73.33
D. - CONSTRUCCION			
- Mezcladoras	4	20	70.00
- Winches-Compresoras	6	25	68.75
- Torres elevadoras	9	25	66.67
- Grúa de Torre	8	25	67.19
- Motobombas, Electrobombas, implement.	3	--	66.67
- Bombas de Concreto	6	20	66.67
- Vibradores	2	--	75.00
- Rompepavimentos, Perforadoras	2	--	75.00
E. - AUXILIAR			
- Grupos Electrógénos - Soldadoras Eléctricas	6	25	68.75
- Soldadoras Electricas a Gasolina	4	25	71.87
- Planta Block de Concreto	6	25	68.75
F. - DIVERSOS			
- Equipo Liviano-Varios	3	--	66.67
- Equipo Pesado-Varios	6	25	68.75
- Herramientas Especiales	2	--	75.00

TABLA N° 2

CONSUMOS HORARIOS DE COMBUSTIBLES Y LUBRICANTES

POTENCIA	PETROLEO 0.0268X Potencia	GASOLINA 0.0402X Potencia	ACEITE Motor 0.000603X Potencia	ACEITE Hidráulico	ACEITE Transmisión
40	1.07	1.61	0.02	0.01	0.01
41	1.10	1.65	0.02	0.01	0.01
42	1.13	1.69	0.03	0.01	0.01
43	1.15	1.73	0.03	0.01	0.01
44	1.18	1.77	0.03	0.01	0.01
45	1.21	1.81	0.03	0.01	0.01
46	1.23	1.85	0.03	0.01	0.01
47	1.26	1.89	0.03	0.01	0.01
48	1.29	1.93	0.03	0.01	0.01
49	1.31	1.97	0.03	0.01	0.01
50	1.34	2.01	0.03	0.01	0.02
51	1.37	2.05	0.03	0.01	0.02
52	1.39	2.09	0.03	0.01	0.02
53	1.42	2.13	0.03	0.01	0.02
54	1.45	2.17	0.03	0.01	0.02
55	1.47	2.21	0.03	0.01	0.02
56	1.50	2.25	0.03	0.01	0.02
57	1.53	2.29	0.03	0.01	0.02
58	1.56	2.33	0.03	0.01	0.02
59	1.58	2.37	0.04	0.01	0.02
60	1.61	2.41	0.04	0.01	0.02
61	1.63	2.45	0.04	0.01	0.02
62	1.66	2.49	0.04	0.01	0.02
63	1.69	2.53	0.04	0.01	0.02
64	1.71	2.57	0.04	0.01	0.02
65	1.74	2.61	0.04	0.01	0.02
66	1.77	2.65	0.04	0.01	0.02
67	1.79	2.69	0.04	0.01	0.02
68	1.82	2.73	0.04	0.01	0.02
69	1.85	2.77	0.04	0.01	0.02
70	1.88	2.81	0.04	0.01	0.02
71	1.90	2.85	0.04	0.01	0.02
72	1.93	2.89	0.04	0.01	0.02
73	1.96	2.93	0.04	0.01	0.02
74	1.98	2.97	0.05	0.01	0.02
75	2.01	3.02	0.05	0.01	0.02
76	2.04	3.06	0.05	0.01	0.02
77	2.06	3.10	0.05	0.01	0.02
78	2.09	3.14	0.05	0.01	0.02
79	2.12	3.18	0.05	0.01	0.02
80	2.14	3.22	0.05	0.01	0.02
81	2.17	3.26	0.05	0.01	0.02
82	2.20	3.30	0.05	0.01	0.02
83	2.22	3.34	0.05	0.01	0.02
84	2.25	3.38	0.05	0.01	0.02
85	2.27	3.42	0.05	0.01	0.02
86	2.30	3.46	0.05	0.01	0.02
87	2.33	3.50	0.05	0.01	0.02
88	2.35	3.54	0.05	0.01	0.02
89	2.39	3.58	0.05	0.01	0.02
90	2.41	3.62	0.05	0.01	0.02

POTENCIA	PETROLEO 0.0268X Potencia	GASOLINA 0.0402X Potencia	ACEITE Motor 0.000603X Potencia	ACEITE Hidraulico	ACEITE Transmisión
91	2.44	3.66	0.05	0.01	0.02
92	2.47	3.70	0.06	0.01	0.02
93	2.49	3.74	0.06	0.01	0.02
94	2.52	3.78	0.06	0.01	0.02
95	2.55	3.82	0.06	0.01	0.02
96	2.57	3.86	0.06	0.01	0.02
97	2.60	3.90	0.06	0.01	0.02
98	2.63	3.94	0.06	0.01	0.02
99	2.65	3.98	0.06	0.01	0.02
100	2.68	4.02	0.06	0.02	0.03
101	2.71	4.06	0.06	0.02	0.03
102	2.73	4.10	0.06	0.02	0.03
103	2.76	4.14	0.06	0.02	0.03
104	2.79	4.18	0.06	0.02	0.03
105	2.81	4.22	0.06	0.02	0.03
106	2.84	4.26	0.06	0.02	0.03
107	2.87	4.30	0.06	0.02	0.03
108	2.89	4.34	0.07	0.02	0.03
109	2.92	4.38	0.07	0.02	0.03
110	2.95	4.42	0.07	0.02	0.03
111	2.97	4.46	0.07	0.02	0.03
112	3.00	4.50	0.07	0.02	0.03
113	3.03	4.54	0.07	0.02	0.03
114	3.05	4.58	0.07	0.02	0.03
115	3.08	4.62	0.07	0.02	0.03
116	3.11	4.66	0.07	0.02	0.03
117	3.14	4.70	0.07	0.02	0.03
118	3.16	4.74	0.07	0.02	0.03
119	3.19	4.78	0.07	0.02	0.03
120	3.22	4.82	0.07	0.02	0.03
121	3.24	4.86	0.07	0.02	0.03
122	3.27	4.90	0.07	0.02	0.03
123	3.30	4.94	0.07	0.02	0.03
124	3.32	4.98	0.08	0.02	0.03
125	3.35	5.02	0.08	0.02	0.03
126	3.38	5.07	0.08	0.02	0.03
127	3.40	5.11	0.08	0.02	0.03
128	3.43	5.15	0.08	0.02	0.03
129	3.46	5.19	0.08	0.02	0.03
130	3.48	5.23	0.08	0.02	0.03
131	3.51	5.27	0.08	0.02	0.03
132	3.54	5.31	0.08	0.02	0.03
133	3.56	5.35	0.08	0.02	0.03
134	3.59	5.39	0.08	0.02	0.03
135	3.62	5.43	0.08	0.02	0.03
136	3.64	5.47	0.08	0.02	0.03
137	3.67	5.51	0.08	0.02	0.03
138	3.70	5.55	0.08	0.02	0.03
139	3.73	5.59	0.08	0.02	0.03
140	3.75	5.63	0.08	0.02	0.03
141	3.78	5.67	0.09	0.02	0.03
142	3.81	5.71	0.09	0.02	0.03
143	3.83	5.75	0.09	0.02	0.03
144	3.86	5.79	0.09	0.02	0.03
145	3.89	5.83	0.09	0.02	0.03

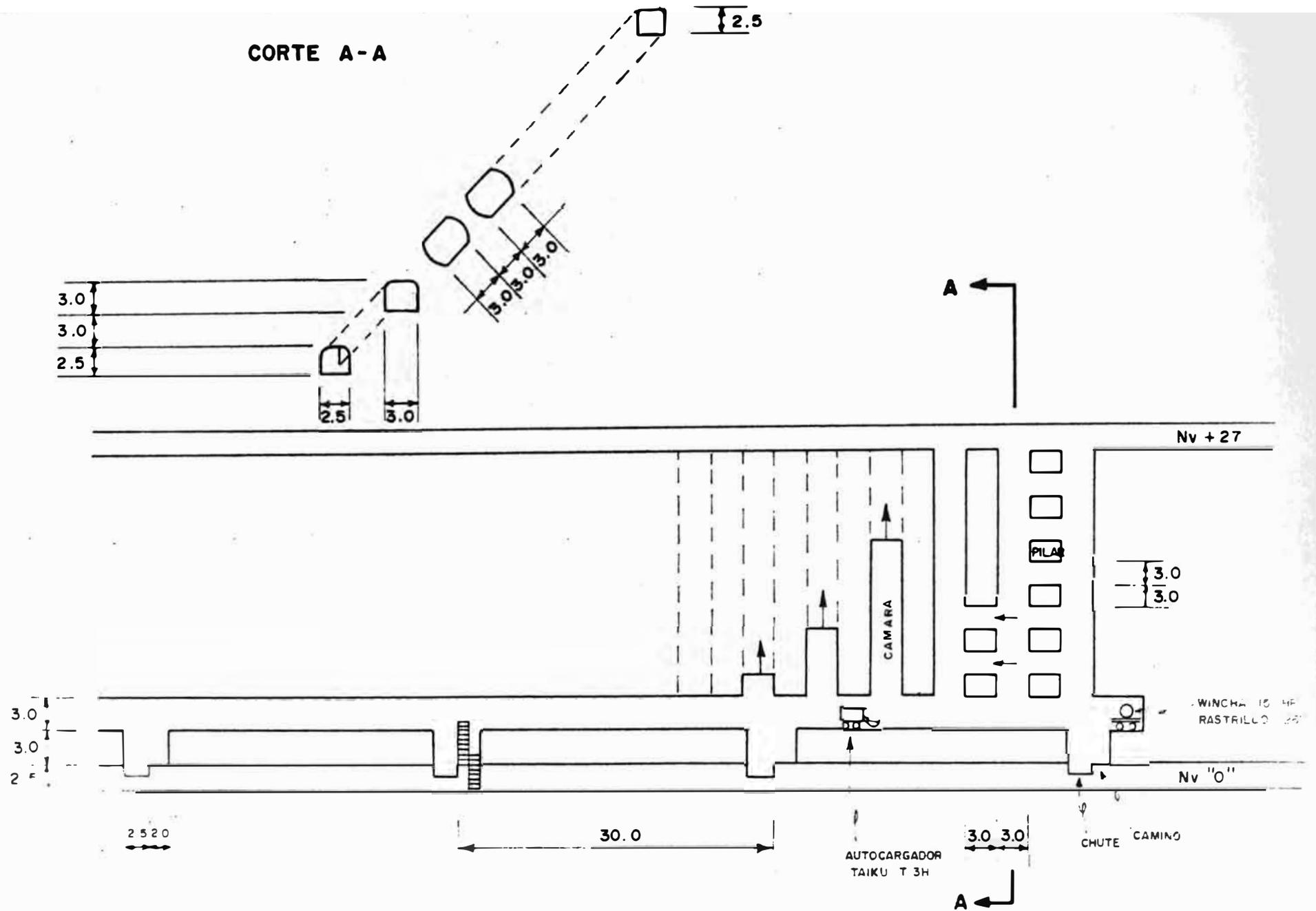
POTENCIA	PETROLEO 0.0268X Potencia	GASOLINA 0.0402X Potencia	ACEITE Motor 0.000603X Potencia	ACEITE Hidráulico	ACEITE Transmisión
144	3.86	5.79	0.09	0.02	0.03
145	3.89	5.89	0.09	0.02	0.03
146	3.91	5.87	0.09	0.02	0.03
147	3.94	5.91	0.09	0.02	0.03
148	3.97	5.95	0.09	0.02	0.03
149	3.99	5.99	0.09	0.02	0.03
150	4.02	6.03	0.09	0.02	0.03
151	4.05	6.07	0.09	0.02	0.03
152	4.07	6.11	0.09	0.02	0.03
153	4.10	6.15	0.09	0.02	0.03
154	4.13	6.19	0.09	0.02	0.03
155	4.15	6.23	0.09	0.02	0.03
156	4.19	6.27	0.09	0.02	0.03
157	4.21	6.31	0.09	0.02	0.03
158	4.23	6.35	0.10	0.02	0.03
159	4.26	6.39	0.10	0.02	0.03
160	4.29	6.43	0.10	0.02	0.03
161	4.31	6.47	0.10	0.02	0.03
162	4.34	6.51	0.10	0.02	0.03
163	4.37	6.55	0.10	0.02	0.03
164	4.40	6.59	0.10	0.02	0.03
165	4.42	6.63	0.10	0.02	0.03
166	4.45	6.67	0.10	0.02	0.03
167	4.48	6.71	0.10	0.02	0.03
168	4.50	6.75	0.10	0.02	0.03
169	4.53	6.79	0.10	0.02	0.03
170	4.56	6.83	0.10	0.02	0.03
171	4.58	6.87	0.10	0.02	0.03
172	4.61	6.91	0.10	0.02	0.03
173	4.64	6.95	0.10	0.02	0.03
174	4.66	6.99	0.10	0.02	0.03
175	4.69	7.04	0.11	0.02	0.03
176	4.72	7.08	0.11	0.02	0.03
177	4.74	7.12	0.11	0.02	0.03
178	4.77	7.16	0.11	0.02	0.03
179	4.80	7.20	0.11	0.02	0.03
180	4.82	7.24	0.11	0.02	0.03
181	4.85	7.28	0.11	0.02	0.03
182	4.88	7.32	0.11	0.02	0.03
183	4.90	7.36	0.11	0.02	0.03
184	4.93	7.40	0.11	0.02	0.03
185	4.96	7.44	0.11	0.02	0.03
186	4.98	7.48	0.11	0.02	0.03
187	5.01	7.52	0.11	0.02	0.03
188	5.04	7.56	0.11	0.02	0.03
189	5.07	7.60	0.11	0.02	0.03
190	5.09	7.64	0.11	0.02	0.03
191	5.12	7.68	0.12	0.02	0.03
192	5.15	7.72	0.12	0.02	0.03
193	5.17	7.76	0.12	0.02	0.03
194	5.20	7.80	0.12	0.02	0.03

POTENCIA	PETROLEO 0.0268X Potencia	GASOLINA 0.0402X Potencia	ACEITE Motor 0.000603X Potencia	ACEITE Hidráulico	ACEITE Transmisión
194	5.20	7.80	0.12	0.02	0.03
196	5.23	7.84	0.12	0.02	0.03
198	5.25	7.88	0.12	0.02	0.03
199	5.28	7.92	0.12	0.02	0.03
198	5.31	7.96	0.12	0.02	0.03
199	5.31	7.96	0.12	0.02	0.03
200	5.36	8.04	0.12	0.02	0.03
205	5.49	8.24	0.12	0.03	0.04
210	5.63	8.44	0.13	0.03	0.04
215	5.76	8.64	0.13	0.03	0.04
220	5.90	8.84	0.13	0.03	0.04
225	6.03	9.05	0.14	0.03	0.04
230	6.16	9.25	0.14	0.03	0.04
235	6.30	9.45	0.14	0.03	0.04
240	6.43	9.65	0.14	0.03	0.04
245	6.57	9.85	0.15	0.03	0.04
250	6.70	10.05	0.15	0.03	0.04
255	6.83	10.25	0.15	0.03	0.04
260	6.97	10.45	0.16	0.03	0.04
265	7.10	10.65	0.16	0.03	0.04
270	7.24	10.85	0.16	0.03	0.04
275	7.37	11.06	0.17	0.03	0.04
280	7.50	11.26	0.17	0.03	0.04
285	7.64	11.46	0.17	0.03	0.04
290	7.77	11.66	0.17	0.03	0.04
295	7.91	11.86	0.18	0.03	0.04
300	8.04	12.06	0.18	0.03	0.04
310	8.31	12.46	0.19	0.04	0.05
320	8.58	12.86	0.19	0.04	0.05
330	8.84	13.27	0.20	0.04	0.05
340	9.11	13.67	0.21	0.04	0.05
350	9.38	14.07	0.21	0.04	0.05
360	9.65	14.47	0.22	0.04	0.05
370	9.92	14.87	0.22	0.04	0.05
380	10.18	15.28	0.23	0.04	0.05
390	10.45	15.68	0.24	0.04	0.05
400	10.72	16.08	0.24	0.04	0.05

BIBLIOGRAFIA:

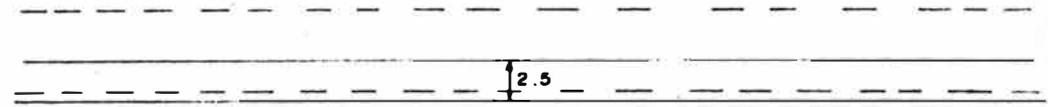
- STOCES B., "Elección y crítica de los métodos de explotación en minería"
- PEELE, ROBERT "Mining Engineers' Handbook"
- BENDICHO JOVEN, JOSE PASCUAL "Manual de planificación y programación para obras públicas y construcción, planificación y costos"
- BARNES, RALPH M. "Estudio de movimientos y tiempos"
- FERRER KUTER, C. "Cálculo de precios en las obras de albañilería"
- GALABRU, PAUL "Maquinaria general en obras y movimientos de tierras"
- MONTAÑO, AGUSTIN I "Iniciación al método del camino crítico"
- KAUFFMANN, A. "Métodos y modelos de la investigación de operaciones"
- YU CHUEN-TAO, LUIS "Aplicaciones prácticas del PERT - CPM"
- CARBAJAL, F. "Elementos de proyectos de inversión"
- CATERPILLAR TRACTOR Co "Principios básicos de movimiento de tierras"
- TEREX "Manual de maquinaria TEREX"
- EXSA "Manual práctico de voladura"
- REVISTA GERENCIA "El equipo y sus costos de operación"
- FOLLETO CONTROL TRIBUTARIO SR Ltda "¿Cuánto cuesta un puesto de trabajo?"
- UNI "Apuntes del curso de métodos de explotación superficial"
- UNI "Apuntes del curso Métodos de explotación subterránea"

CORTE A-A

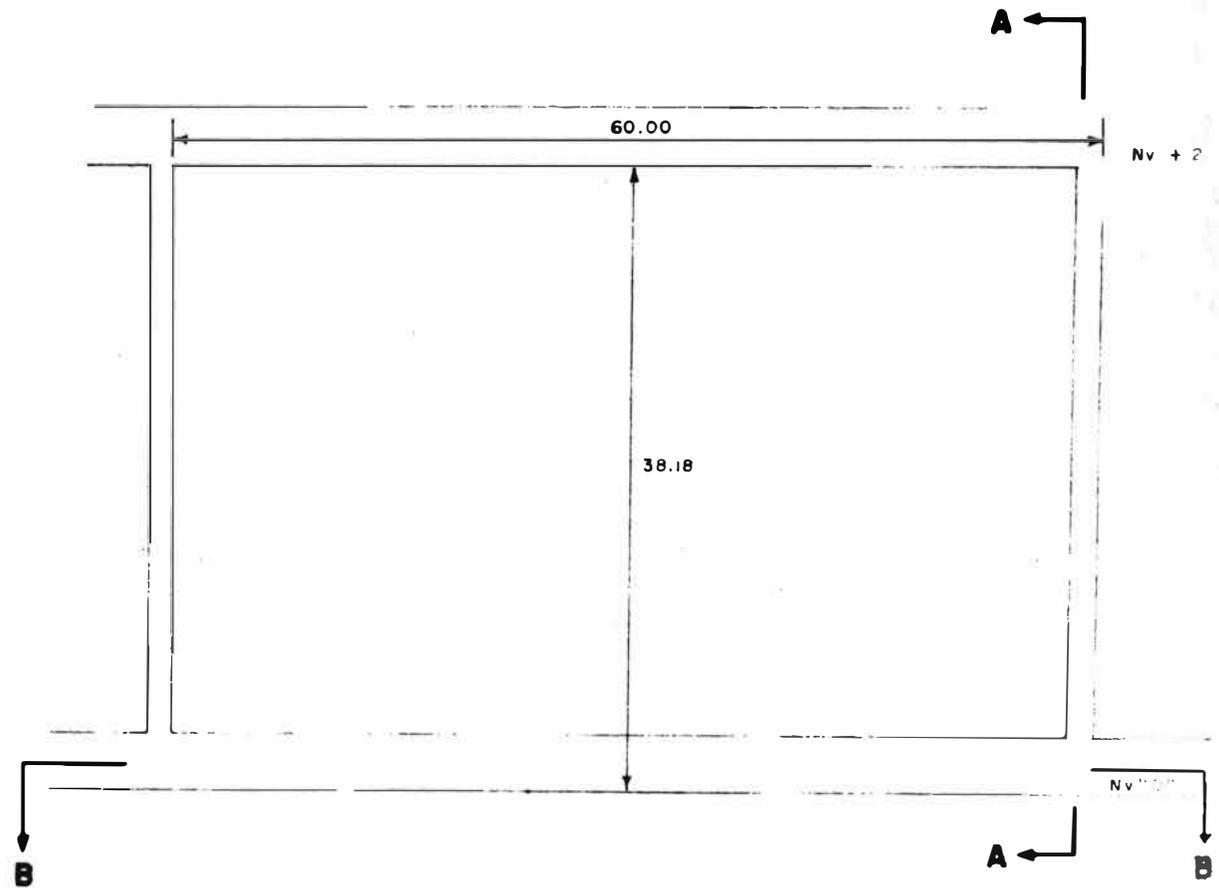
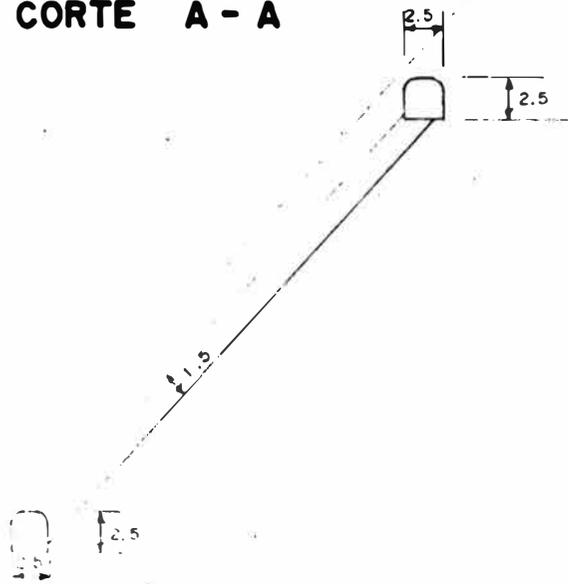


MINERA YAULI S A	MINE
DISEÑO DE EXPLOTACION	CAMARAS
	PILARES
ESCALA 1:2520	5000 M. J. BOLUARTE

CORTE B - B



CORTE A - A



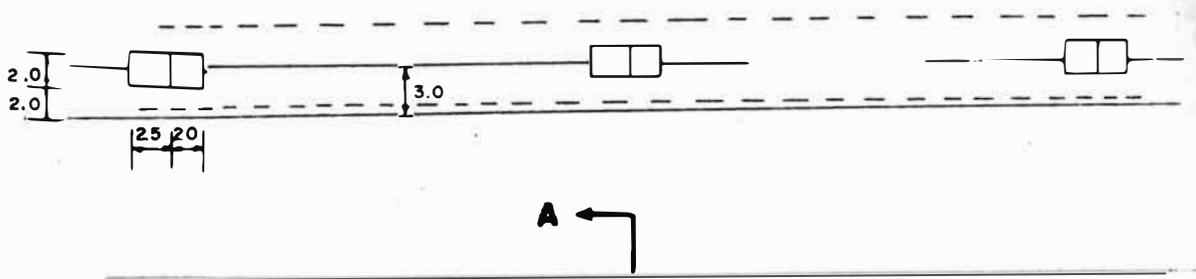
MINERA YAULI S.A.

MINA MANUEL

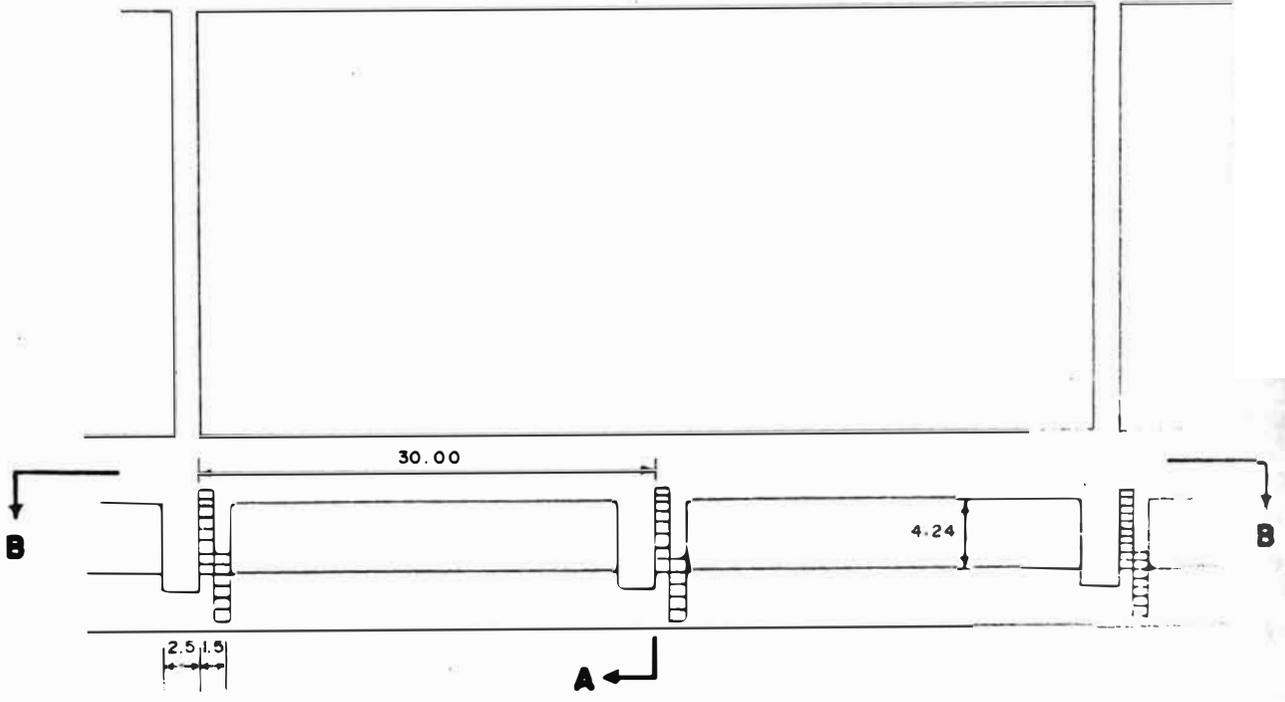
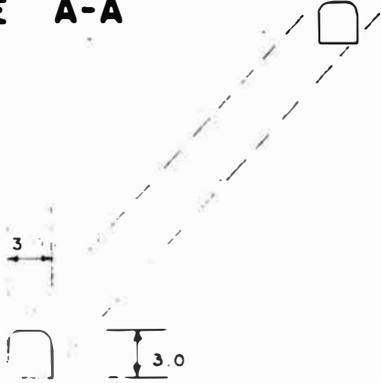
DISEÑO DE EXPLORACIONES

ESCALA 1 / 500 INGENIERO J. BOLUARTE

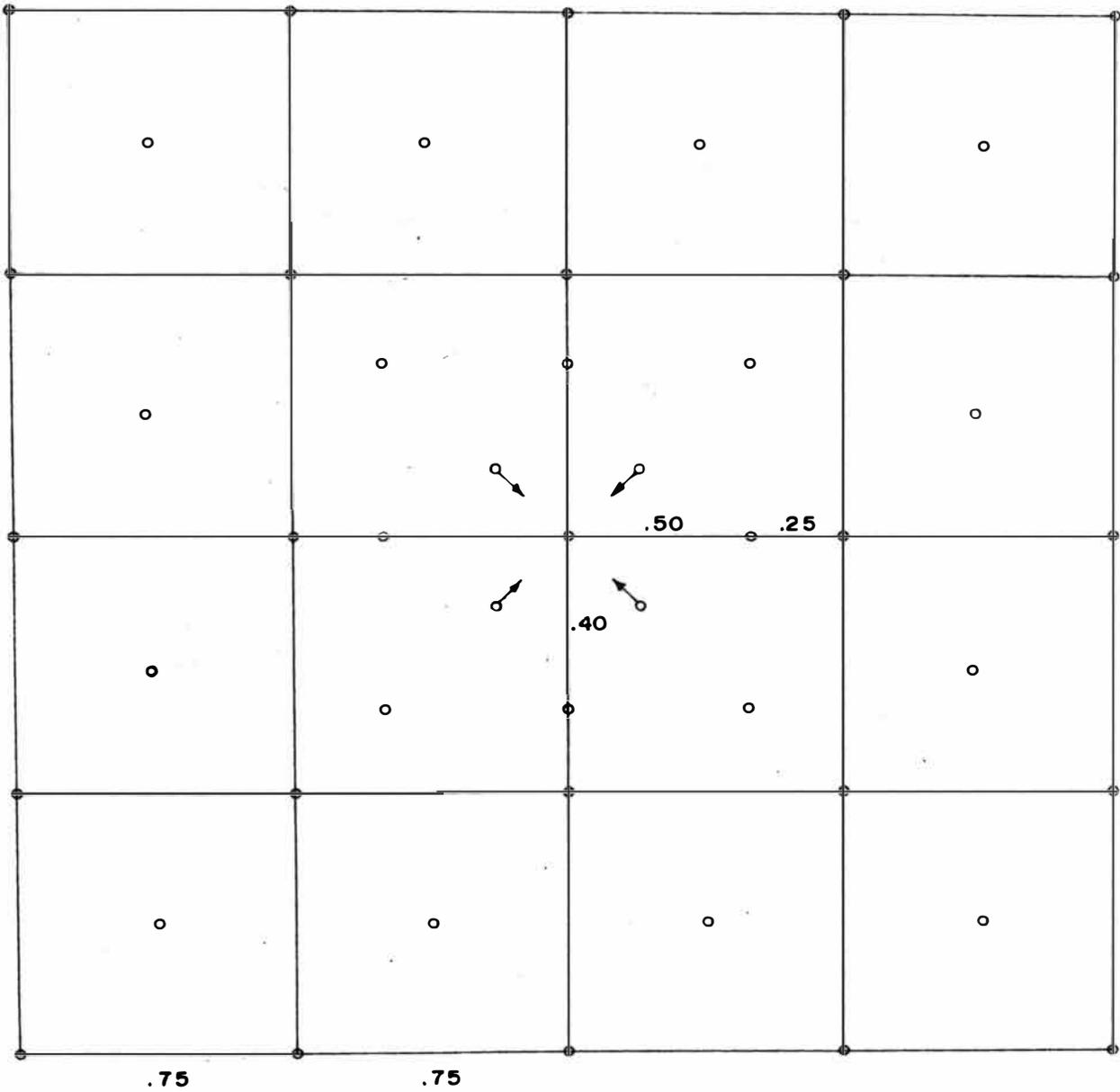
CORTE B - B



CORTE A-A



MINERA YAULI S.A. MINA MANUEL
 DISEÑO DE PREPARACIONES
 ESCALA: 1 / 500 DISEÑO: J. BOLAÑOS



MINERA YAULI S. A.

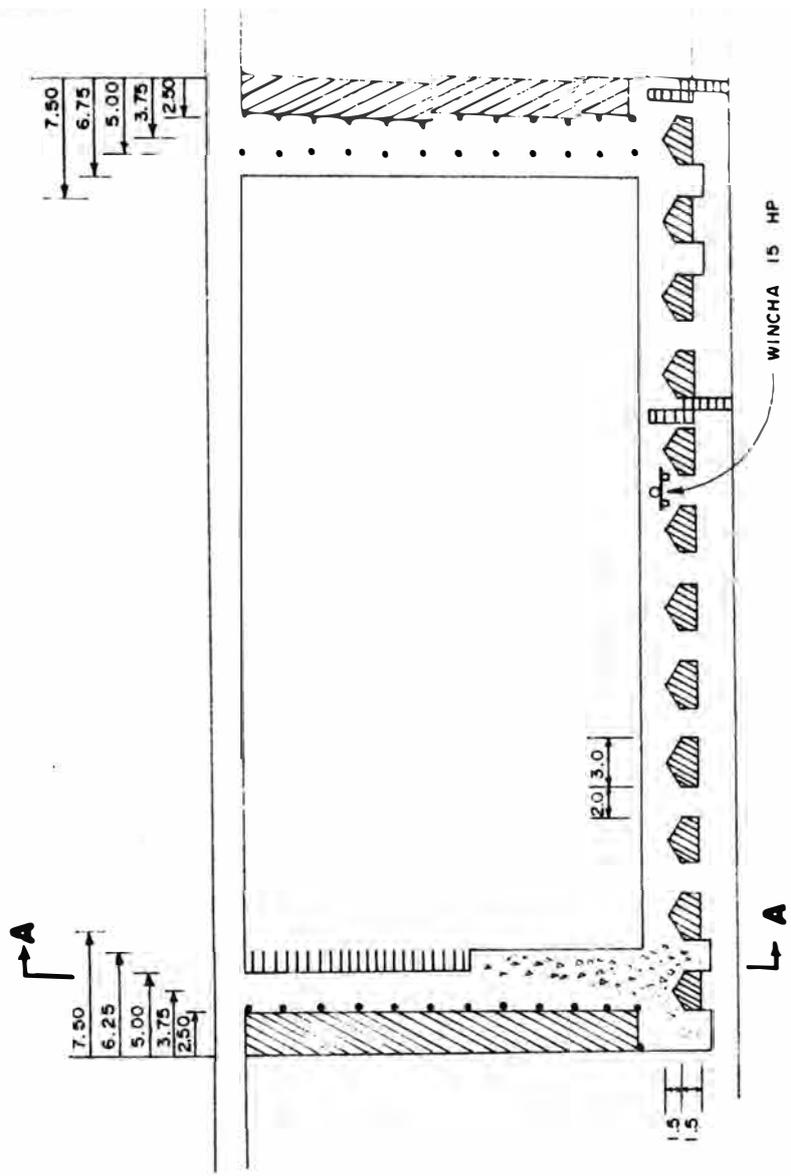
MINA MARTEL

DISEÑO DE VOLADURA C B P

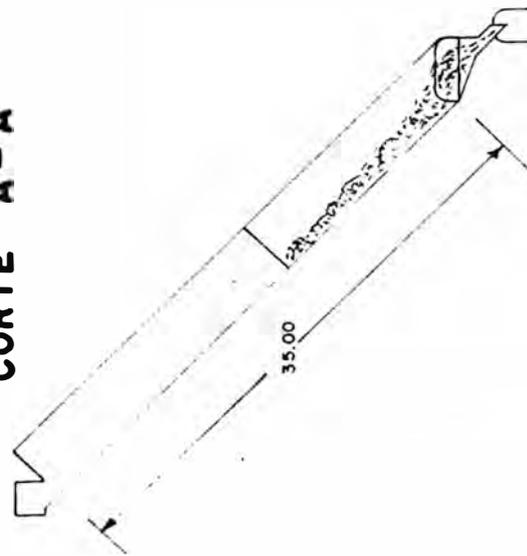
ESCALA: 1/20

DISEÑO J. BOLUARTE

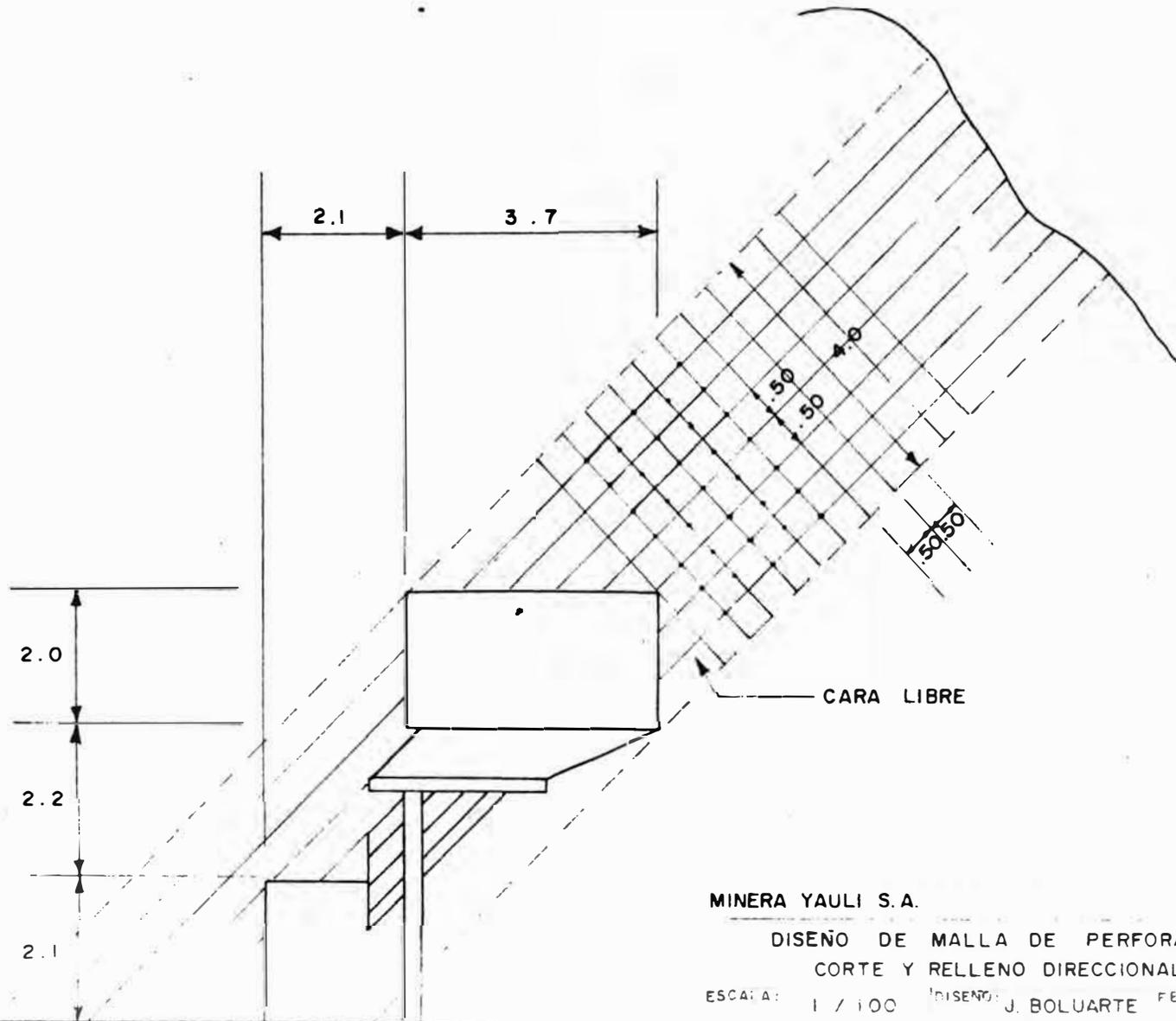
FECHA: 10/10/2010



CORTE A - A



MINERA YAULI S.A.	MINA MANUE
DISEÑO DE EXPLOTACION - CORTE Y	
RELLENO DIRECCIONAL	
ESCALA 1:50 DISEÑO J. BOLAÑOS	



MINERA YAULI S.A. MINA MANGAY
 DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION
 CORTE Y RELLENO DIRECCIONAL
 ESCALA: 1 / 100 DISEÑO: J. BOLUARTE FECHA: ENERO 1980

/ R)

15

10

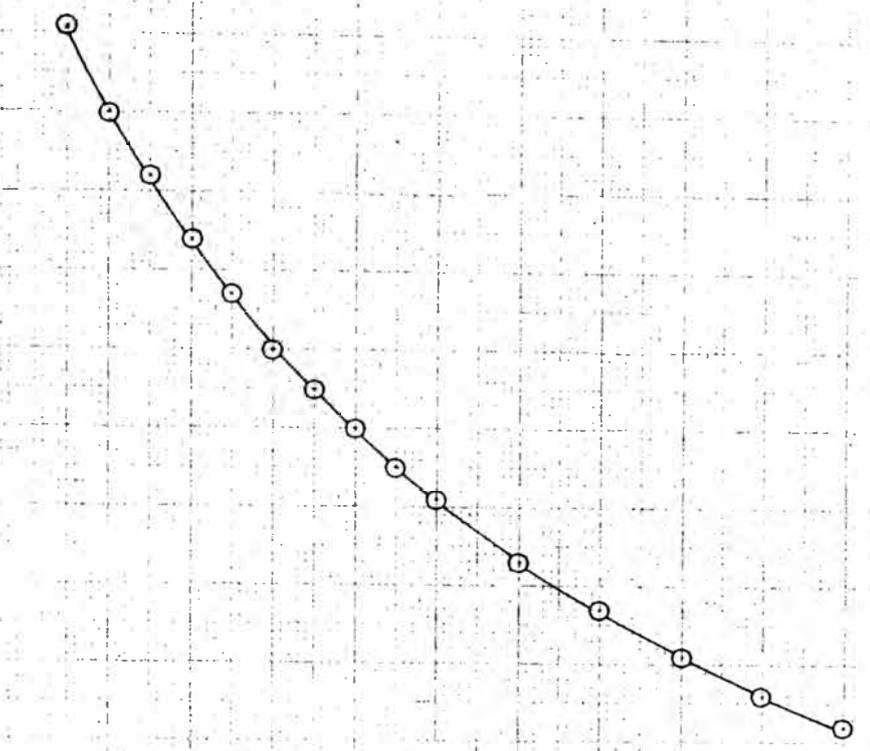
05

0

50

100

DISTANCIA
(MTS)



GRAFICA

PRODUCCION HORARIA

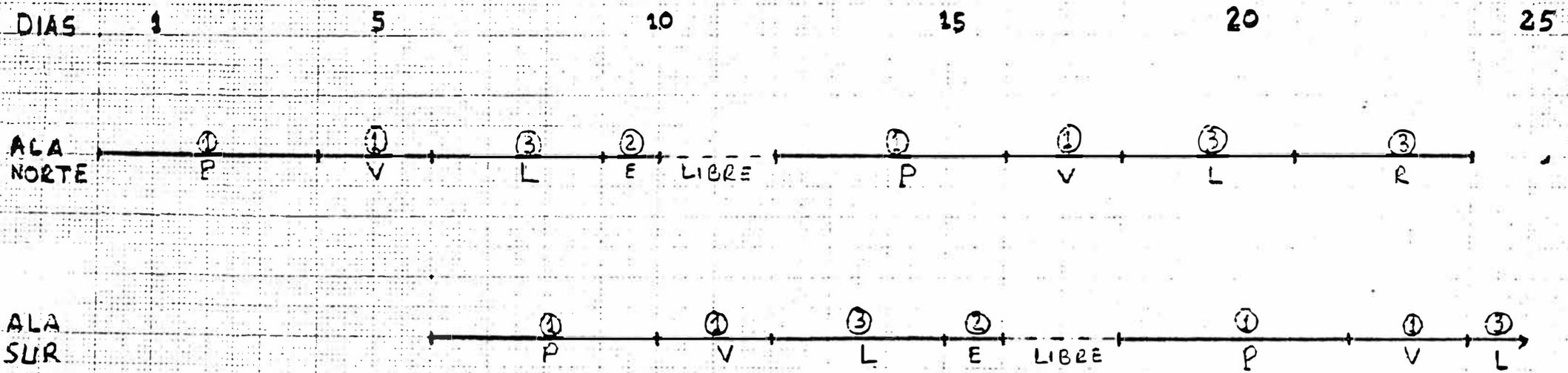
VERSUS

DISTANCIA

AUTOCARGADOR TAIKU T3H

CICLO DE MINADO C & RD

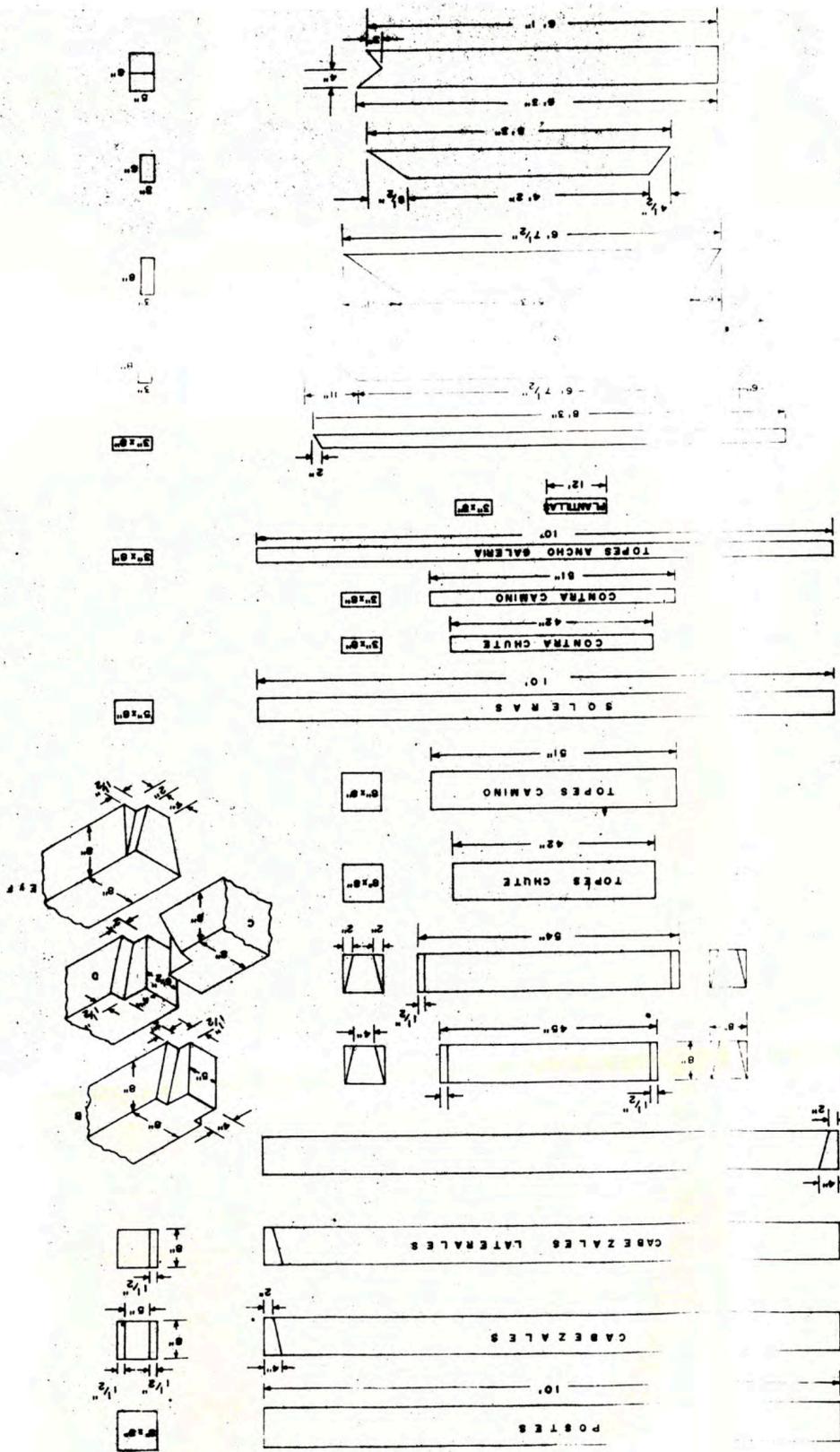
(PARA 25 DIAS UTILES)



LEYENDA

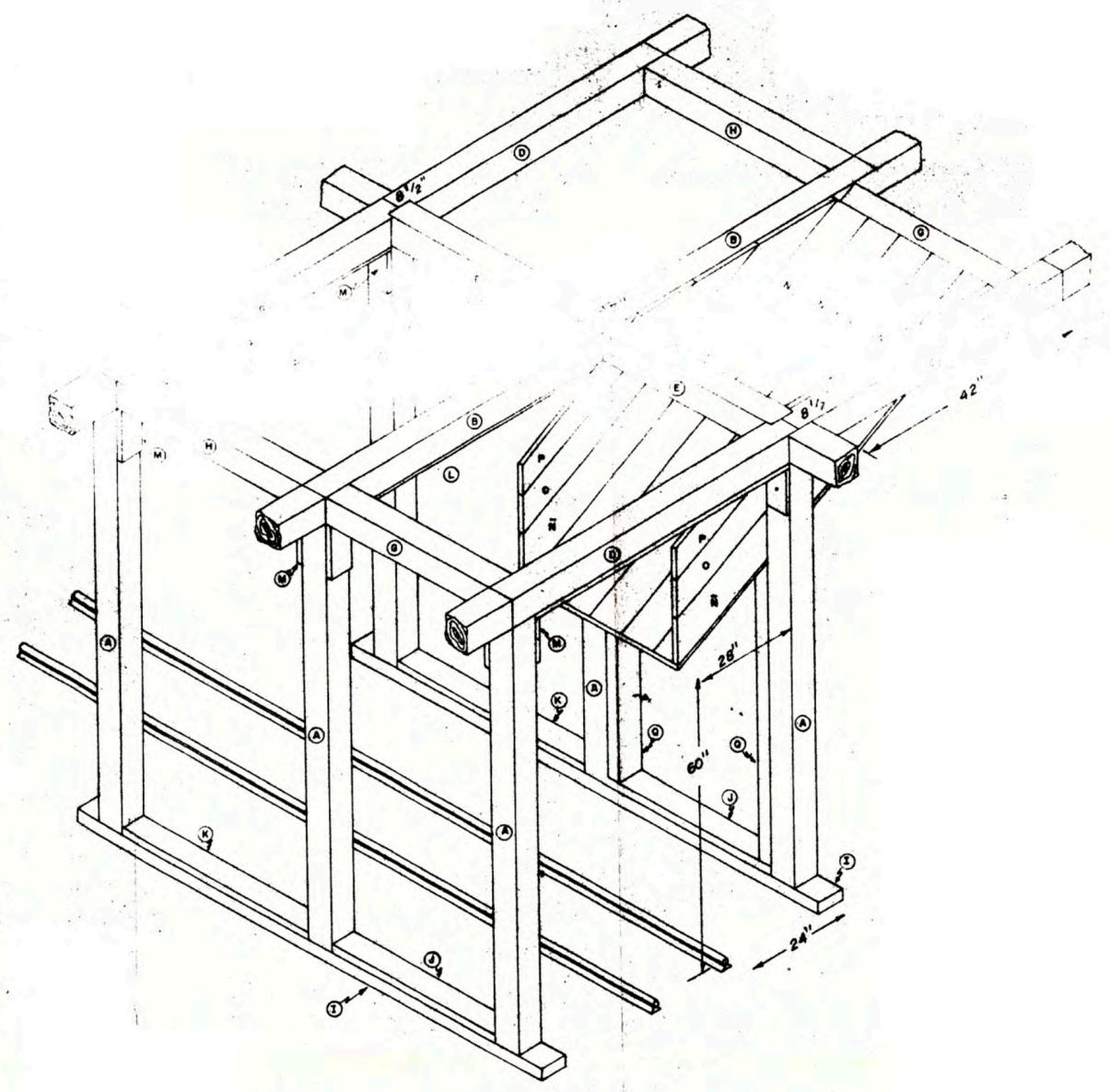
- ① PERFORISTA
- ② ENMADERADOR
- ③ WINCHERO

- P PERFORACION
- V VOLADURA
- L LIMPIEZA
- E ENMADERADO
- R RELLENO

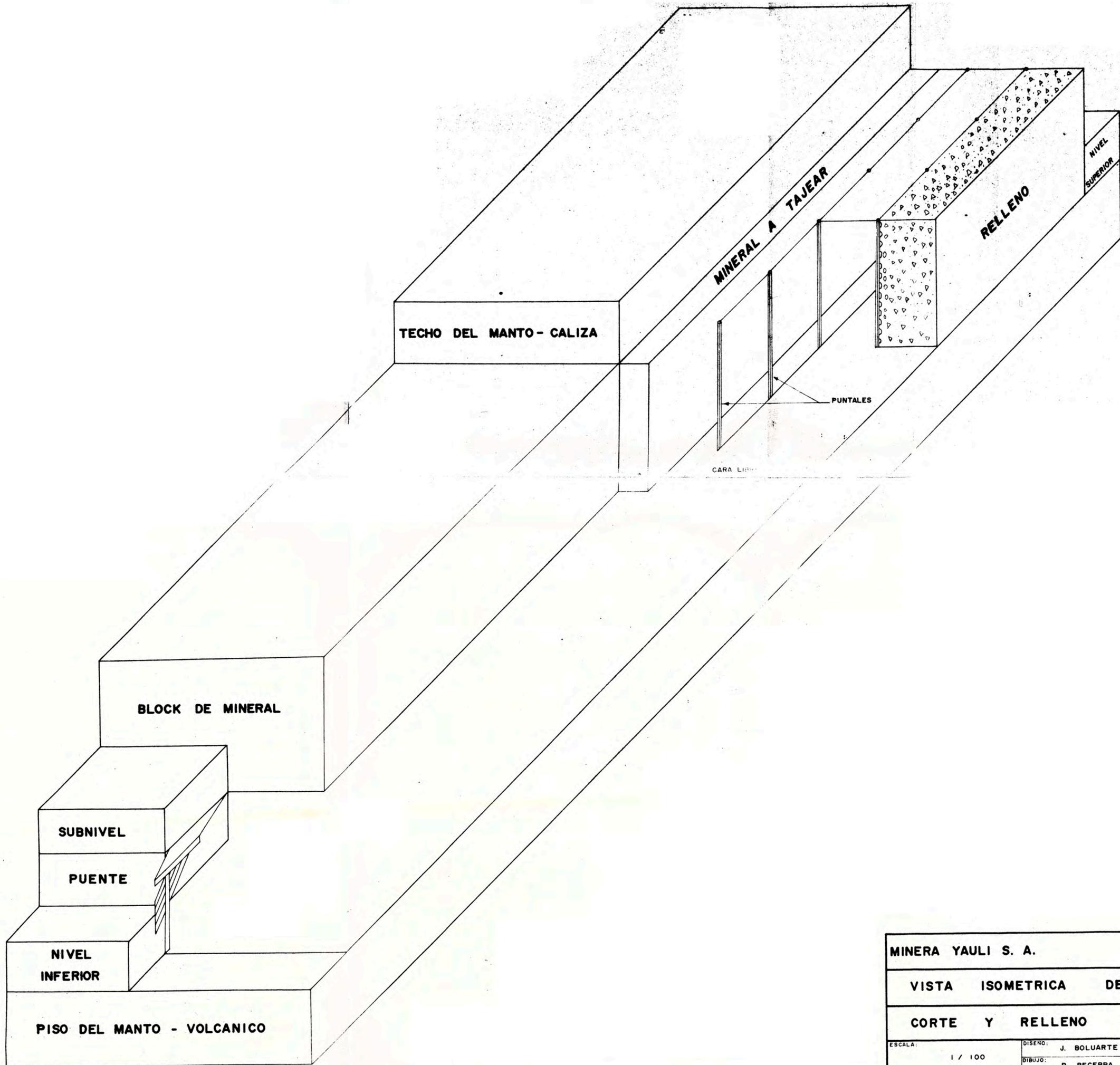


A	6
B	2
C	2
D	2
E	1
F	1
G	4
H	2
I	2
J	2
K	2
L	3
M	10
N	5
O	2
P	2
Q	2

CANTIDAD



MINERA YAULI S. A.		MINA MANUELITA
CHUTE DE MADERA		
PREPARADO POR ING° J. BOLUARTE	ESCALA 1/2" = 1"	FECHA ENERO 1949



MINERA YAULI S. A.		MINA MANUELITA
VISTA ISOMETRICA DEL METODO		
CORTE Y RELLENO DIRECCIONAL		
ESCALA:	DISEÑO: J. BOLUARTE	FECHA:
1 / 100	DIBUJO: R. BECERRA	ENERO - 1989

PASS ORO SE

E-12500

E-12500

E-12500

E-12350

MINERA YAULI S. A. MINA MANUELITA

PLANO GENERAL
MANTO - UNO

DIBUJO: R. BECERRA CH DEPARTAMENTO

