

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica



**Análisis Técnico Económico de las
Operaciones en la Mina Cobriza**

T E S I S

Para Optar el Título Profesional de:
INGENIERO DE MINAS

Yahuana Vega Anthony Frank

1

Lima - Perú
1990

A mis queridos Padres, Juan y Elva,
a mi Esposa Juana e Hija Emily,
guías eternas de mis pasos.

INDICE

| | |
|---|----|
| PROLOGO. | 1 |
| INTRODUCCION | .2 |
| | |
| CAPITULO I GEOLOGIA GENERAL DEL DISTRITO MINERO | 4 |
| | |
| 1.1 Estratigrafia | 9 |
| 1.1.1 Carbonífero : Grupo Tarma | 9 |
| 1.1.1.1 Capa Capricornio | 13 |
| 1.1.1.2 Caliza Cobriza | 13 |
| 1.1.1.3 Horizontes Concrecionarios | 14 |
| 1.1.2 Pérmico Inferior : Grupo Copacabana | 17 |
| 1.1.3 Pérmico Medio a Superior : Grupo Mitu | 17 |
| 1.1.4 Triásico Inferior : Grupo Pucará | 18 |
| 1.1.5 Cuaternario | 18 |
| 1.2 Intrusivos | 19 |
| 1.2.1 Batolito Cobriza | 19 |
| 1.2.2 Otros Intrusivos | 20 |
| 1.3 Plegamientos y Fracturamientos | 20 |
| 1.4 Geología de la Mina Cobriza | 22 |
| 1.4.1 Forma del Depósito | 22 |
| 1.4.2 Mineralogía y Paragénesis | 27 |
| 1.4.3 Zoneamiento | 30 |
| 1.4.4 Zoneamiento Horizontal | 31 |
| 1.4.5 Zoneamiento Vertical | 31 |
| 1.4.6 Controles de Mineralización | 34 |
| 1.4.6.1 En el Grupo Tarma y Horizontes Cobriza | 34 |
| 1.4.6.2 Presencia de Magnética | 35 |
| 1.4.6.3 Contacto Caja piso del Manto | 35 |
| 1.4.6.4 Fracturas Fallas y Diques | 36 |

| | Pág. |
|---|--------|
| 1.5 Cuadros - Sumario | 37 |
| 1.5.1 Cuadro 1 Sumario General de la Reserva | 38 |
| 1.5.2 Cuadro 2 Producción 1966 - 1988 | 39 |
| 1.5.3 Cuadro 3 Comparación Reservas 1969 - 1988 | 40 |
| 1.5.4 Cuadro 4 Cuadro Estadístico del valor de mineral, Contribución, Valor Mínimo explotable y Costo de Minado 1969 - 1988 | 41 |
| | |
| CAPITULO II : DESCRIPCIÓN DEL DISEÑO DE LABORES DE LA MINA COBRIZA | 42 |
| | |
| 2.1 Labores de Exploración | 42 |
| 2.1.1 Galerías Principales | 42 |
| 2.1.1.1 Galería Principal de Extracción | 42 |
| 2.1.1.2 Galería Principal Propiamente Dicha | 43 |
| 2.2 Cruceros | 43 |
| 2.3 Labores de Desarrollo | 43 |
| 2.3.1 Zig - Zags | 43 |
| 2.3.1.1 Consideraciones para el Diseño de un Zig - Zag Actual | 51 |
| 2.3.2 Subniveles | 55 |
| 2.3.3 Cámaras para Raise Borer | 55 |
| 2.4 Labores de Preparación | 57 |
| 2.4.1 Nuevos Accesos | 57 |
| 2.5 Labores de Operación | 59 |
| 2.5.1 Chimeneas | 59 |
| 2.5.2 Accesos a Chimeneas de Servicio | 62 |
| 2.5.3 Echaderos (parrillas) | 62 |
| 2.6 Labores de Extracción | 62 |
| 2.6.1 Tajeos | 62 |
| | |
| CAPITULO III : EQUIPO MINERO | 67 |
| | |
| 3.1 Selección de Equipo Trackless | 67 |
| 3.1.1 Consideraciones Generales | 67 |

| | Pág. |
|--|---------|
| 3.1.2 Factores que Influyen en el diseño de las Minas y los efectos en las maquinarias | 70 |
| 3.1.3 Factores de Ventilación, Condiciones Ambientales y Volumen de Aire Requerido | 73 |
| 3.1.4 Consideraciones para la Selección de un Equipo de Bajo Perfil | 75 |
| 3.1.5 Selección del Tamaño del Equipo y Rendimiento por Hora | 76 |
| 3.1.6 Selección por Características Técnicas de los Equipos | 78 |
| 3.1.7 Selección por Costo de Propiedad-Operación hora | 78 |
| 3.1.8 Selección del Equipo en Base a su Perfomance | 79 |
| 3.1.9 Factores Económicos en la Selección del Equipo | 79 |
| 3.1.10 Otros Factores de Apoyo para la Selección del Equipo | 81 |
| 3.1.11 Efectos de una mala Selección del Equipo | 81 |
| 3.2 Disponibilidad del Equipo | 82 |
| 3.2.1 Disponibilidad Mecánica | 82 |
| 3.2.2 Disponibilidad Física | 83 |
| 3.2.3 Utilización Efectiva | 83 |
| 3.2.4 Aprovechamiento | 83 |
| 3.2.5 Fórmulas para el Cálculo de Disponibilidad Mecánica y Utilización del Equipo de Mina | 83 |
| 3.3 Equipo Minero Utilizado | 86 |
| 3.4 Descripción del Equipo Trackless | 87 |
| 3.4.1 Equipo de Perforación | 87 |
| 3.4.2 Equipo de Carguío y Limpieza | 94 |
| 3.4.3 Equipo de Transporte | 104 |
| 3.5 Costo Horario de Equipo | 106 |
| CAPITULO IV : MTNA | 108 |
| 4.1 Método de Explotación | 110 |
| 4.1.1 Descripción del Método de Explotación | 111 |
| 4.2 Planeamiento y Producción por Zonas de Trabajo | 114 |
| 4.3 Perforación y Voladura | 136 |

| | Pág. |
|---|------|
| 4.3.1 Explosivos Utilizados | 136 |
| 4.3.1.1 Anfo | 137 |
| 4.3.1.2 Nitrato de Amonio | 137 |
| 4.3.1.2.1 Características | 137 |
| 4.3.1.2.2 Propiedades Físicas | 137 |
| 4.3.1.2.3 Velocidad de Detonación | 138 |
| 4.3.1.2.4 Factores que Afectan la Ve- | |
| locidad de Detonación | 138 |
| 4.3.1.2.5 Sensibilidad | 141 |
| 4.3.1.2.6 Preparación del Anfo | 141 |
| 4.3.2 Dinamita | 143 |
| 4.3.3 Accesorios Empleados | 144 |
| 4.3.3.1 Iniciadores o Detonadores | 144 |
| 4.3.3.2 Cordón Detonante | 145 |
| 4.3.3.3 Mecha de Seguridad | 146 |
| 4.3.4 Uso del Fanel | 148 |
| 4.3.4.1 Componentes del Fanel | 149 |
| 4.3.4.2 Unidades de Conexión | 152 |
| 4.3.4.3 Métodos de Amarre con Cordón Detonan- | |
| te | 154 |
| 4.3.4.4 Características Operativas del Fanel | 156 |
| 4.3.5 Método de Trabajo | 163 |
| 4.3.5.1 Perforación | 168 |
| 4.3.5.2 Mallas de Perforación | 170 |
| 4.3.5.2.1 Información Litológica | 170 |
| 4.3.5.2.2 Tipo de Alteración | 171 |
| 4.3.5.2.3 Información Estructural | 171 |
| 4.3.5.2.4 Factores que Influyen en el | |
| Trazo de Perforación | 171 |
| 4.3.5.2.5 Diseño de la Inclinación de | |
| Taladros con Referencia al | |
| Buzamiento del Manto | 173 |
| 4.3.5.3 Cargado de Taladros con Explosivos | 174 |
| 4.3.5.3.1 Cálculo de la Cantidad de | |
| Explosivos | 177 |
| 4.3.5.3.2 Carguío Propiamente dicho | 177 |

| | Pág. |
|--|------|
| 4.3.5.4 Disparo | 178 |
| 4.3.5.4.1 Salida en "V" (cuña) | 178 |
| 4.3.5.4.2 Salida en Forma Trapezoidal | 175 |
| 4.3.5.4.3 Disparo en Frentes en Galerías | 179 |
| 4.3.5.5 Diseño de Perforación y Cargas Explosivas | 179 |
| 4.3.5.5.1 Relación de Bourden (Kb) | 182 |
| 4.3.5.5.2 Relación de Profundidad de Taladro (Kh) | 183 |
| 4.3.5.5.3 Relación de Sobreperforación (Kj) | 184 |
| 4.3.5.5.4 Relación de Longitud de Atacado (Kt) | 185 |
| 4.3.5.5.5 Relación de Espaciamiento (Ks) | 185 |
| 4.3.5.6 Modelo de Reporte de Disparos | 186 |
| 4.3.5.7 Formatos de Control de Operación de Jumbos Hidráulicos | 187 |
| 4.3.5.8 Modelo de Informe de Perforación y Voladura | 187 |
| 4.3.5.9 Rendimiento del Equipo de Perforación | 198 |
| 4.3.5.9.1 Estudio de Tiempos | 198 |
| 4.3.5.10 Distribución de Tiempos Equipo de Perforación. Jumbos Hidráulicos Boomer-H115 | 202 |
| 4.3.5.10.1 Tiempo Promedio del Equipo de Perforación | 203 |
| 4.3.5.10.2 Producción de los Jumbos Hidráulicos | 205 |
| 4.3.5.11 Estandares de Perforación y Voladura Estadísticos-Analíticos | 206 |
| 4.3.5.12 Análisis Económico de Perforación | 260 |
| 4.3.5.13 Análisis Económico de Voladura | 263 |
| 4.3.5.14 Disponibilidad del Equipo de Perforación | 265 |

| | | |
|-----------|--|-----|
| 4.4 | Carguío y Limpieza | 266 |
| 4.4.1 | Estudio de Tiempos | 266 |
| 4.4.2 | Distribución de Tiempos, Equipo de Limpieza Scooptrams ST-13 | 269 |
| 4.4.2.1 | Tiempos Promedios de Operación del Equipo de Limpieza Scooptrams ST-13 | 270 |
| 4.4.2.2 | Producción del Equipo de Limpieza Scooptrams ST-13, ST-8 | 273 |
| 4.4.2.3 | Capacidad de Carguío | 277 |
| 4.4.3 | Formatos de Control de Operaciones de los Equipos de Limpieza Scooptrams ST-13, ST-8 | 280 |
| 4.4.4 | Estabndares del Equipo de Limpieza ST-13, ST-8 | 281 |
| 4.4.5 | Costos de Carguío y Limpieza | 282 |
| 4.4.5.1 | Costo por Tonelada por Hora | 282 |
| 4.4.5.2 | Costo de Propiedad y Operación del Equipo | 282 |
| 4.4.5.2.1 | Costo de Propiedad | 283 |
| 4.4.5.2.2 | Costo de Depreciación por Hora | 283 |
| 4.4.5.2.3 | Costo de Inversión Horario | 283 |
| 4.4.5.3 | Costo de Operación | 284 |
| 4.4.5.3.1 | Costo de Combustible y Lubricantes | 284 |
| 4.4.5.3.2 | Costo Mantenimiento | 285 |
| 4.4.5.4 | Costo Total de Propiedad y Operación por Hora | 285 |
| 4.4.6 | Disponibilidad del Equipo de Carguío y Limpieza | 287 |
| 4.5 | Transporte | 288 |
| 4.5.1 | Estudio de Tiempos | 288 |
| 4.5.2 | Distribución de Tiempos Equipo de Transporte Locomotora con 20 Vagones Nivel 28 | 291 |
| 4.5.2.1 | Tiempos Promedios del Equipo de Transporte Locomotora con 20 Vagones Nivel 28 | 294 |
| 4.5.2.2 | Producción del Equipo de Transporte Locomotora Eléctrica Nivel 28 | 297 |

| | |
|---|-----|
| 4.5.3 Costos de Transporte | 301 |
| | 301 |
| 4.5.3.2 Costo de Propiedad | |
| equipo | 302 |
| 4.5.3.2.1 Costo de Propiedad | 302 |
| 4.5.3.2.2 Costo de Depreciación por | |
| Hora | 303 |
| 4.5.3.2.3 Costo de Inversión Horario | 303 |
| 4.5.3.3 Costo de Operación | 304 |
| 4.5.3.3.1 Costo de Combustible y Lu- | |
| bricantes | 304 |
| 4.5.3.3.2 Costo de Mantenimiento | 304 |
| 4.5.3.4 Costo Total de Propiedad y Operación- | |
| Hora | 304 |
| 4.5.4 Disponibilidad del Equipo de Transporte | 306 |
| 4.6 Izaje y Tolerancia | 307 |
| 4.6.1 Izaje | 307 |
| 4.6.2 Tracción | 308 |
| 4.6.3 Eficiencia de Tracción e Izaje | 308 |
| 4.6.4 Costos de Izaje y Tracción | 311 |
| 4.6.5 Disponibilidad de Izaje y Tracción | 312 |
| | |
| CAPITULO V : RELLENO HIDRAULICO | 322 |
| 5.1 Estudio de Relave | 323 |
| 5.2 Cantidad de Relleno Hidráulico Necesario | 324 |
| 5.3 Tratamiento de la Planta Concentradora | 327 |
| 5.4 Velocidad de Percolación | 329 |
| 5.5 Planta de Relleno Hidráulico | 330 |
| 5.6 Personal de Relleno Hidráulico | 331 |
| 5.7 Preparación del Tajeo a Rellenarse | 331 |
| 5.8 Operación del Relleno Hidráulico | 332 |
| 5.9 Problemas del Rellenaje | 333 |
| 5.10 Eficiencia del Relleno Hidráulico | 334 |
| 5.11 Costos de Relleno Hidráulico | 336 |
| 5.12 Modelo de Informe de Relleno Hidráulico | 337 |

| | Pág. |
|---|------------|
| CAPITULO VI : RELLENO CONVENCIONAL | 343 |
| 6.1 Estudio de Tiempos | 343 |
| 6.2 Flota del Equipo de Relleno Convencional | 345 |
| 6.2.1 Capacidad del Equipo | 345 |
| 6.2.2 Cuadros de Distancias | 346 |
| 6.2.3 Distribución de Tiempos de la Flota del Equipo de Relleno Convencional | 348 |
| 6.2.4 Tiempos Promedios de Operación de la Flota del Equipo de Relleno Convencional | 349 |
| 6.2.5 Producción de la Flota del Equipo de Relleno Convencional | 350 |
| 6.2.6 Formatos de Control de la Flota del Equipo de Relleno Convencional (R/C) | 352 |
| 6.2.7 Volumen Rellenado por Labores | 353 |
| 6.2.8 Disponibilidad de la Flota del Equipo de Relleno Convencional | 354 |
| 6.2.9 Modelo de Informe de Relleno Convencional | 355 |
| 6.2.10 Costos de Relleno Convencional y Estandares | 358 |
| | |
| CAPITULO VII : SOSTENIMIENTO | 363 |
| 7.1 Condiciones de Aplicación | 363 |
| 7.2 Técnica de Proyección | 364 |
| 7.3 Rebote | 366 |
| 7.4 Aglutinantes | 367 |
| 7.5 Aditivos | 367 |
| 7.6 Consumo de Shotcrete | 368 |
| 7.7 Consumo de Concreto Mezclado | 368 |
| 7.8 Análisis Económico del Método de Sostenimiento | 369 |
| 7.8.1 Eficiencia y Ritmo de Avance | 369 |
| 7.8.2 Estimados de Insumos | 369 |
| 7.8.3 Precios Unitarios de los Insumos | 370 |
| 7.8.4 Costos Unitarios | 371 |
| 7.8.5 Ilustraciones | 374 |

| | Pág. |
|---|------|
| CAPITULO VIII : VENTILACION | 375 |
| 8.1 Estudio del Sistema | 375 |
| 8.2 Circuitos de Aire en la Mina | 376 |
| 8.3 Cantidad de Aire Necesario | 379 |
| 8.3.1 Por el Número de Personas | 379 |
| 8.3.2 Para el Equipo Diesel | 380 |
| 8.4 Cantidad de Aire Total | 381 |
| 8.5 Ventilación Natural | 381 |
| 8.6 Ventilación Mecánica | 381 |
| 8.6.1 Número de Ventiladores | 382 |
| 8.7 Ventilación Secundaria | 385 |
| 8.8 Ventilación Auxiliar | 385 |
| 8.9 Muestreo de Polvo Ambiental | 385 |
| 8.10 Balance General del Aire en la Mina | 388 |
| | |
| CAPITULO IX : SERVICIOS | 389 |
| 9.1 Aire Comprimido | 389 |
| 9.2 Agua | 394 |
| 9.3 Fuerza Eléctrica | 394 |
| 9.4 Mantenimiento Mecánico | 396 |
| | |
| CAPITULO X : BENEFICIO DEL MINERAL | 398 |
| 10.1 Cuadro de Producción-Contenido Metálico | 399 |
| 10.2 Contribución del Mineral en \$/TM | 401 |
| 10.3 Balance Metalúrgico | 403 |
| 10.4 Costos de Concentradora | 405 |
| 10.5 Estadística Comparativa de Concentradora Basado en las Toneladas de Mineral | 407 |
| 10.6 Costos | 409 |
| | |
| CONCLUSTONES Y RECOMENDACIONES | 413 |

APENDICES

- Costo de Minado por Corte y Relleno Convencional.
- Costo de Minado por Corte y Relleno Hidráulico.
Costo Unitario de Preparaciones 6 m x 4 m en Manto (Incluye : el Zig/Zag, Subnivel, Ventanas).
- Costo Unitario de Preparaciones 6 m x 4 m en Pizarra (Incluye el Zig/Zag).
- Costos Unitarios de Producción de Mineral.
- Indices de Eficiencias por Tonelada Hombre-Guardia.
- Planos

BIBLIOGRAFIA

PROLOGO

En vista que en estos tiempos se olvida un poco sobre el análisis técnico-económico de las operaciones mineras y sobre el término de trabajo en grupo y habiendo necesidad de llevar a cabo un seguimiento de la ejecución y desarrollo de nuestras operaciones mineras, con la finalidad de llegar a optimizar cada una de ellas, para lograr el cumplimiento de los objetivos de cada uno de los departamentos afines, y que componen el gran objetivo de la empresa que conlleva a un uso equitativo y racional de los recursos materiales y humanos que disponemos, trayendo consigo una sustancial mejora de la eficiencia, y canalización del esfuerzo productivo hacia la solución de problemas, presento como tema de mi Tesis, "ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA".

INTRODUCCION

La tendencia actual de la minería subterránea, está orientada a incrementar la productividad, buscando reducir sus costos y mantenerse en un nivel competitivo.

La mecanización ha hecho posible el uso de maquinarias pesadas móviles en el interior de las minas, uso de nuevas técnicas en el sistema de sostenimiento, de transporte de relleno, etc., con la finalidad de hacer productiva una operación minera.

El presente trabajo, tema de mi Tesis, es dar a conocer, los métodos de trabajo que se aplican en la mina Cobriza. El análisis tiene por finalidad medir las diferentes etapas de las operaciones y obtener cifras de los costos actuales con el único objetivo de llevar a cabo mejoras de nuestros actuales rendimientos y bajar los costos en todo sentido, elevando la productividad de la mano de obra, haciendo rentable la operación minera.

Este trabajo comprende diez capítulos : Geología del Distrito Minero, Descripción del Diseño de Labores de la Mina, Equipo Minero, Mina, Relleno Hidráulico, Relleno Convencional, Sostenimiento, Ventilación, Servicios; Beneficio de Mineral, todos ellos en conjunto nos muestran la factibilidad de utilizar el "Sistema Trackless" con óptimos resultados. Por esta razón la minería subterránea debe tender a la mecanización con equipos de gran capacidad para

mover mayor volumen de mineral con menor esfuerzo.

Las Conclusiones y Recomendaciones de este estudio permiten establecer pautas para una mejor distribución de los equipos de carguío y transporte en las operaciones de la mina Cobriza, y un control efectivo de costos, tendiente a optimizar cada etapa de la operación minera.

CAPITULO I

GEOLOGIA GENERAL DEL DISTRITO MINERO

ABSTRACTO

El distrito Minero de Cobriza se encuentra focalmente en la margen izquierda del río Mantaro, y sobre uno de los flancos de la cordillera oriental de los Andes, a 190 Km. al Sureste, en línea recta de La Oroya, a una altura promedio de 2,500 mts. sobre el nivel del mar.

Los sedimentos que cubren la mayor parte del distrito minero son lutitas, pizarras, areniscas, calizas y conglomerados de edad paleozóica. Estas rocas se hallan plegadas en una serie de anticlinales y sinclinales que forman el anticlinorio cobriza, dentro del cual destaca el anticlinal de coris; en cuyo flanco Este, se haya emplazado el depósito mineral de Cobriza. Rocas intrusivas de composición granítica y de dimensiones batolíticas afloran paralelas al rumbo general de las rocas sedimentarias y el mismo batolito granítico siguiendo las direcciones del fracturamiento en el Distrito.

La mineralización ocurre emplazada en un potente horizonte calcáreo del grupo Tarma, focalmente se le conoce con el nombre "calizas cobriza".

El área mineralizada conocida hasta el momento tiene aproximadamente 4.5 kilómetros en su eje mayor, y 1.5 kilómetros en su eje menor, ubicada en el flanco Este del anticlinal coris.

Mineralógicamente el manto está constituido esencialmente por pirorotita, hornblenda, calcopirita, magnetita, actinolita, arsenopirita, cuarzo, granate y cantidades menores de esfalerita y galena. Estos minerales se presentan en pequeños horizontes interbandeados en forma muy similar a la caliza, concordantes con las pizarras supra e infrayacentes.

GENERALIDADES

El asiento minero de cobriza, está localizada políticamente, en el distrito de San Pedro de Coris, provincia de Churcampa, departamento de Huancavelica. Sus coordenadas geográficas son 74°24' de longitud Oeste y 12°34' de latitud Sur y la altura promedio es de 2,500 metros sobre el nivel del mar.

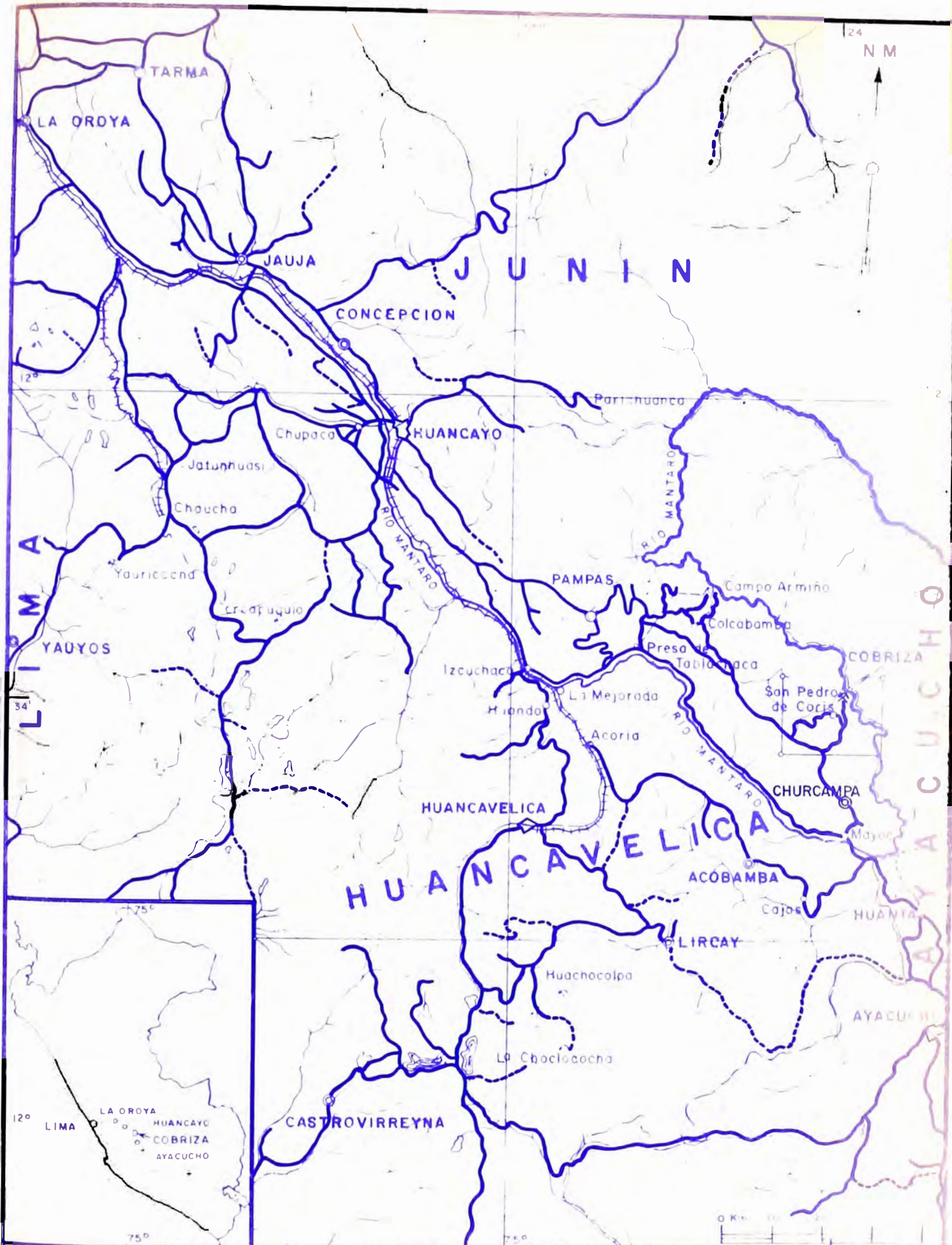
Las labores mineras sobre el manto mineralizado están ubicados en la margen izquierda del río Mantaro en la zona que el río tiene la dirección Noroeste formando la península de Tayacaja.

La topografía es bastante accidentada, la cual hace más difícil el acceso a Cobriza, prolongando la distancia de la carretera entre La Oroya y Cobriza a 366 kilómetros siendo en línea recta 190 kilómetros la distancia entre estos dos puntos.

La existencia de estos yacimientos fue reportado por el sabio Italiano Antonio Raimondi en el año 1866, posteriormente E.I. Dueñas en 1908 describió con más detalle la mineralización de la zona bajo el nombre de "Casque". Basado en estos informes despertó el interés de la Cerro de Pasco en la zona y comienzan los estudios geológicos en los años 1926 a 1927 con resultados negativos por razones de orden-económico; sin embargo las características geológicas del distrito mantuvieron despierto el interés en él hasta 1956, año en el cual la Cerro de Pasco suscribe una opción de compra para las concesiones que cubren el área mineralizada; iniciándose de esta manera la decidida explotación geológica y los estudios económicos de factibilidad, que dieron como resultado el descubrimiento del depósito de cobre actualmente en explotación en el distrito minero de Cobriza.

Los trabajos de desarrollo subterráneo en busca de mayores reservas para garantizar la inversión, así como la construcción de las instalaciones metalúrgicas y de servicio se efectuaron durante los años 1966 a 1967; iniciándose en 1967.

La producción de cobre, se inició con un ritmo de 10,000 T.C.S./día a fines de 1983 luego de una ampliación total de las instalaciones en la mina servicios y nueva planta concentradora en la pampa de coris.



| | |
|--|---|
| POPULACION 1:500,000 ECHAS 1974 BUJAD U. B. V. ECHA 1984 FECHA 1984 | CENTROMIN PERU S. A. DEPTO. DE GEOLOGIA DIVISION COBRIZA MAPA MOSTRANDO LA UBICACION DE LA MINA COBRIZA Escala 1:100,000 |
|--|---|

TRABAJOS PREVIOS

Los primeros informes geológicos que se conocen sobre el área son de A. Raimondi (1866) y E.I. Dueñas (1908) quienes mencionan el área de cobriza, al describir la minería del Departamento de Huancaavelica.

En 1926 y 1927, cuando el interés por el oro y la plata fue acentuada, J.A. Noble, R. Peale y J. Forán emitieron informes de carácter privado.

Posteriormente entre los años 1956 y 1967, geólogos peruanos y extranjeros, con sus informes contribuyeron al conocimiento geológicos de cobriza. Entre otros cabe mencionar a U. Petersen, J. Fernández Concha, M. García, R.W. Phendler y H.W. Kobe. A partir de 1970 al presente, numerosos geólogos en su mayoría peruanos han emitido reportes privados, que han contribuido a tener un mayor conocimiento de este depósito.

Sin embargo cobriza es un depósito mineral relativamente joven, cuyos problemas geológicos no son bien conocidos y por información reciente conviene considerar el área como distrito minero que necesita ser ampliamente estudiado teniendo en cuenta las nuevas teorías de génesis y yacimientos.

GEOLOGIA REGIONAL

El distrito minero de Cobriza, se halla cubierto por sedimentos de edad carbonífera a jurásica, que se encuentran ampliamente plegados formando un gran Anticlinorio, dentro del cual destaca el Anticlinol de coris. Esta secuencia de sedimentos es una intercalación de estratos de lutitas, pizarras, areniscas, y cuarcitas, las que están instruidos por rocas graníticas de dimensión batolítica que afloran con dirección NO - SE y por rocas intrusivas de composición intermedias a básicas más recientes

1.1 ESTRATIGRAFIA

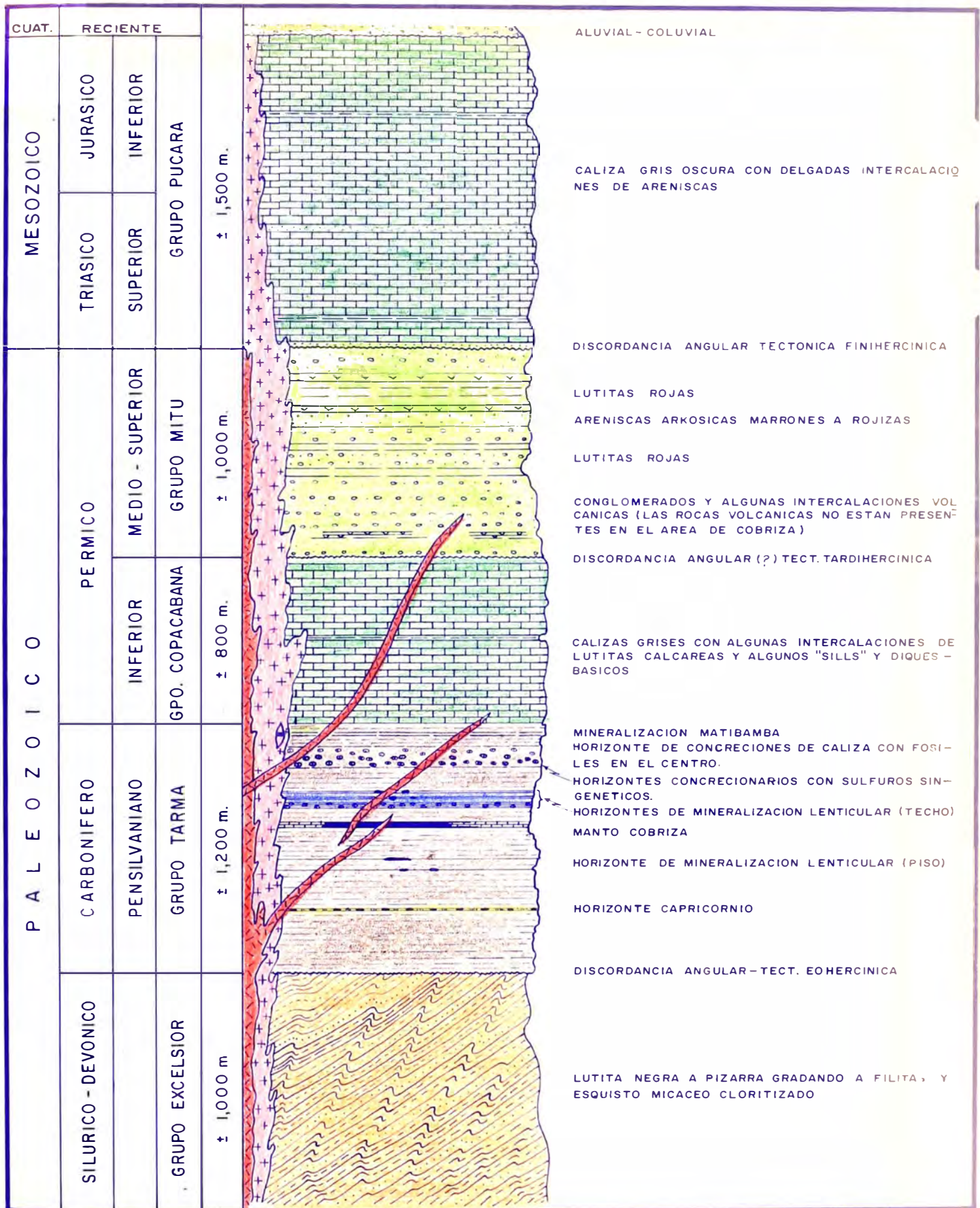
Las rocas sedimentarias en el área de Cobriza pertenecen al Paleozoico; y se hallan identificado tres unidades litológicas representadas por el grupo Tarma, Copacabana y Mitu. Figura (2).

Los depósitos de talud son características de la zona.

1.1.1 CARBONIFERO : GRUPO TARMA

La principal unidad litológica que aflora en el área de cobriza, está formada por una serie de lutitas pizarrosas finamente estratificada e intercaladas con lutitas calcáreas, margas, calizas y areniscas.

Por su composición litológicas así como por su posición



| | | | | | |
|----------|----------|-----------------|---|--------------------|------------------|
| GEOLOGIA | A. R. Z. | Fecha Feb. 1986 | CENTROMIN PERU S. A. | DEPTO. DE GEOLOGIA | DIVISION COBRIZA |
| DIBUJADO | U. B. V. | Fecha " " | COLUMNA ESTRATIGRAFICA DEL AREA DE COBRIZA | | |
| REVISADO | A. R. Z. | Fecha " " | | | |
| | | | ESCALA | 1: 25,000 | FIGURA Nº 2 |

estratigráfica dentro de la secuencia del Paleozoico superior, esta potente secuencia aflora en las inmediaciones de Cobriza se correlaciona con el grupo Tarma del Pensilvanio; figura (3).

Estos sedimentos fueron sometidos a un metaformismo regional de bajo grado, lo que desarrolló el clivaje pizarroso, en las lutitas siendo localmente identificado como "pizarras".

En las porciones calcáreas, el metamorfismo está reflejado por la formación de cristales aciculares como se observa en los afloramientos del Cerro Pumagayóc; en las zonas donde la mineralización de cobre disminuye casi totalmente, la mayor parte de la caliza se presenta fuertemente marmolizada con cristales gruesos de calcita (Noroeste de San Pedro de Coris)

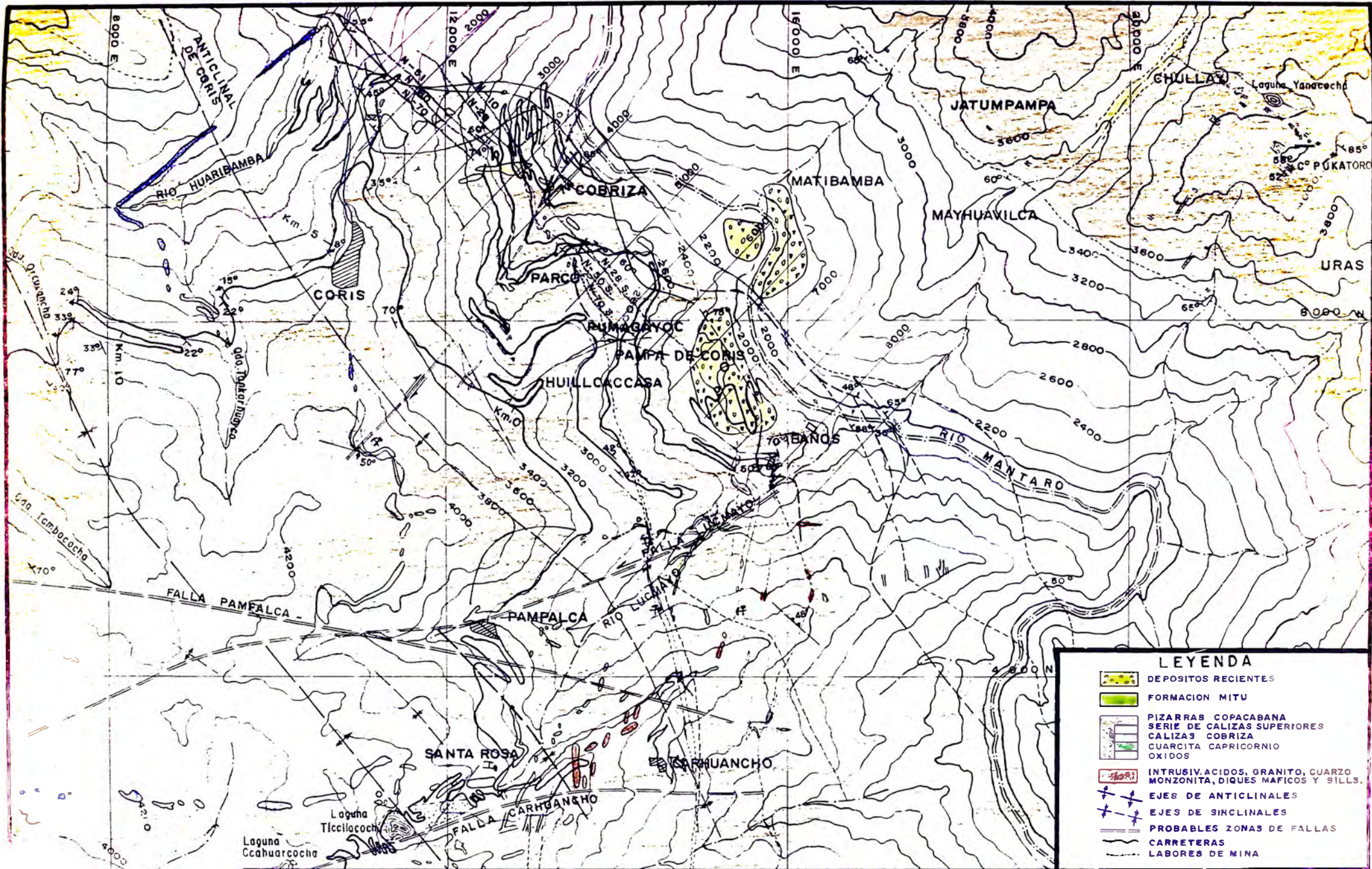
A inmediaciones de la mina Cobriza, los sedimentos del grupo Tarma tienen un rumbo de N 40° - 70° Oeste y un buzamiento de 30° a 50° NE.

Dentro del grupo Tarma, se han reconocido tres horizontes guías, que se hallan parcialmente mineralizados. Estos horizontes son

- Capa Capricornio

Calizas Cobriza

Horizontes Concrecionarios



LEYENDA

- DEPOSITOS RECIENTES
- FORMACION MITU
- PIZARRAS COPACABANA
- SERIE DE CALIZAS SUPERIORES
- CALIZAS COBRIZA
- CUARCITA CAPRICORNIO
- OXIDOS
- INTRUSIV. ACIDOS, GRANITO, CUARZO MONZONITA, DIQUES MAFICOS Y SILLS.
- EJES DE ANTICLINALES
- EJES DE SINCLINALES
- PROBABLES ZONAS DE FALLAS
- CARRETERAS
- LABORES DE MINA

| | | | |
|------------|----------|-------|-----------|
| TOPOGRAFIA | R. O. P. | FECHA | ABR. 1963 |
| GEOLOGIA | H. W. K. | FECHA | ABR. 1963 |
| DIBUJADO | U. B. V. | FECHA | FEB. 1985 |
| REVISADO | A. R. Z. | FECHA | FEB. 1986 |

CENTROMIN PERU S.A. DIVISION COBRIZA DEPTO. GEOLOGIA

FIGURA Nº 3

GEOLOGIA REGIONAL DEL AREA DE COBRIZA



1.1.1.1 Capa Capricornio

El horizonte capricornio está constituido principalmente por cuarcitas y cuarcitas calcáreas (soccoshuayco, hornfels constituidos por silicatos cálcicos).

La potencia del horizonte varía entre 4 y 7 metros y se ubica aproximadamente a 500 - 600 metros por debajo de los calizas cobriza.

La mineralización dentro de la capa capricornio, consiste de lentes irregulares de mineral de grano grueso, en una matriz fina de silicatos, mineralógicamente están presentes :

Arsenopirita, pirita, y calcopirita, siendo la magnetita rara; otros minerales de origen secundario (malquita, calcantita, etc.) son fácilmente observables en afloramientos superficiales. La capa capricornio ha sido localmente metamorfozada ya sea en muscovita - sericita - cuarzo - hornblenda - epidota - clorita (roca - verde).

1.1.1.2 Caliza Cobriza

El horizonte denominado cobriza, consiste de intercalaciones de capas masivas y capas laminadas. Los primeros varían de 1 a 30 centímetros en potencia y los segundos con laminaciones de 1 a 0.10 milímetros en

espesores que alcanzan una potencia de 1 a 3 centímetros, naturalmente existe variación horizontal, tanto de la potencia como de la composición de las capas. La mineralización sin - sedimentaria diagenética de cobriza se han emplazado en una parte de este horizonte.

En el presente este manto tiene una potencia variable entre 15 a 30 metros; potencia aparente que puede ser mayor llegando algunos casos a duplicarse por factores estructurales como fallamiento, plegamiento, (ver figura 5).

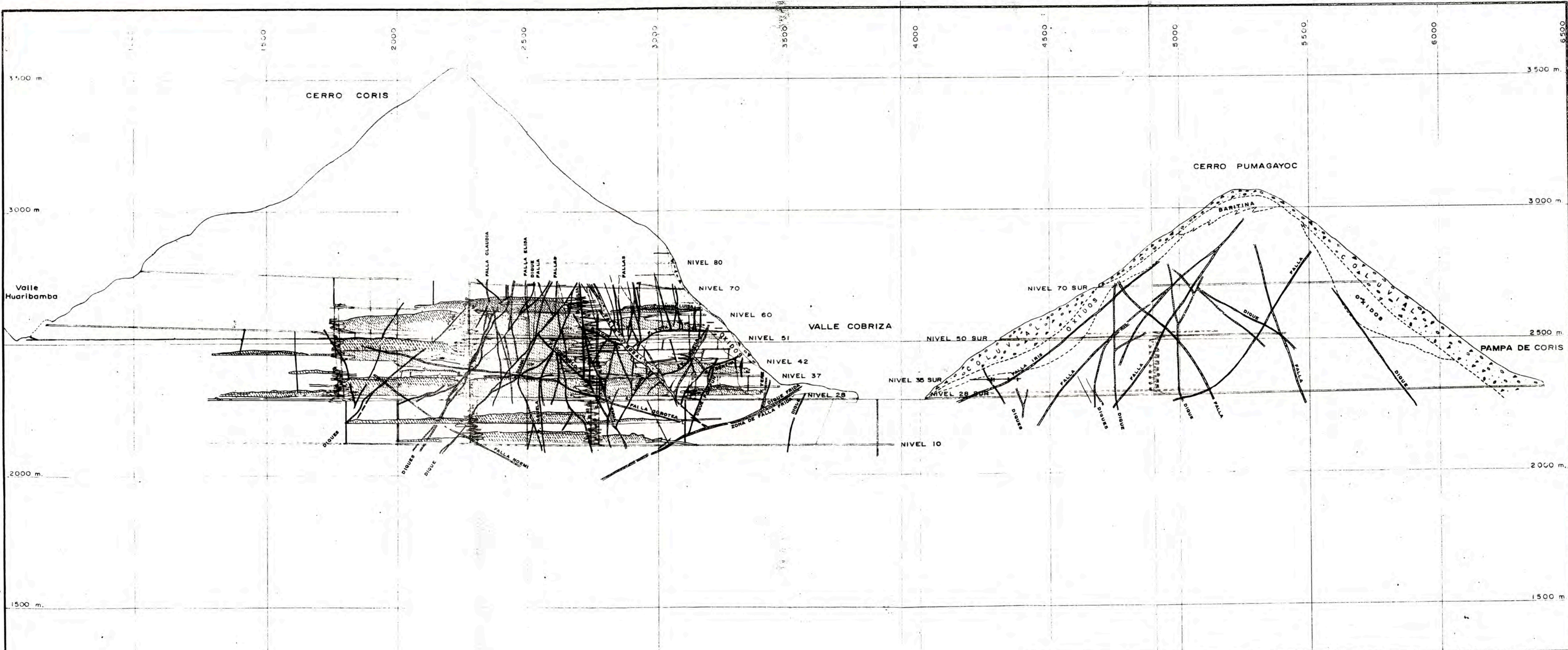
Los afloramientos de caliza en el área de Huaribamba tienen forma triangular debido a la accidentada topografía y a la erosión que afectó el área.

En el Cerro Pumagayoc, se observa una transición parcial (gradacional), del manto debidamente mineralizada a una caliza debidamente marmolizada interbandeada con baritina y calcita.

1.1.1.3 Horizontes Concrecionarios

En la secuencia estratigráfica de la zona Cobriza se han reconocido hasta dos horizontes concrecionarios de extensión local y regional.

Un horizonte que se ubica a 150 metros al techo del



| | | | |
|------------|-----------------------|--|---------------------|
| GEOLOGIA | A.R.Z. Fecha DIC. '86 | CENTROMIN PERU S. A. DEPTO. DE GEOLOGIA DIVISION COBRIZA | BLOQUES: 500 - 6000 |
| TOPOGRAFIA | V.E. Fecha " | | |
| ELABORADO | U.B.V. Fecha " | PLANO ESTRUCTURAL - DIQUES Y FALLAS PROYECCION VERTICAL LONGITUDINAL DEL MANTO N. 45° O. | |
| REVISADO | H.S.R. Fecha MAY. '87 | | |
| | | ESCALA 1:10,000 | FIGURA Nº 5 |

manto en donde las concreciones, están distribuidas irregularmente en una pizarra bituminosa de color negro de unos 100 metros de potencia. Las concreciones tienen formas elípticas y achatadas en el mismo sentido que la estratificación, posiblemente por presiones diagenéticas.

La mineralización reconocida en forma macroscópica está constituida de óxidos de fierro mayormente en la parte central y de pizarra similar a la formación en la parte periférica.

Un segundo horizonte de pizarra bituminosa de 150 metros de potencia de extensión regional ubicado a 400 metros aproximadamente al techo del manto cobri-za, conteniendo abundantes concreciones con sulfuros hacia el piso y de calizas con fósiles hacia el techo.

El tamaño de las concreciones varía de 10 centímetros a un metro; de forma elíptica y redondeadas, achatadas por presión diagenéticos de carga.

En la base de este horizonte las concreciones presentan en su parte central sulfuros de cobre y fierros en arreglos concéntricos sin conexión entre ellos en el exterior.

Los sulfuros de grano de fino propios la concreción

han sido identificados al microscopio entre ellos se tiene : sílice, flogopita, cuarzo, calcita, clorita, pirrotita, pirita, calcopirita, marcasita, esfalerita, y trozos de galena.

Sobreyaciendo al horizonte de nódulos con sulfuros, se encuentran otros horizontes de nódulos de caliza (sin mineral) con fósiles bien preservados que en algunos casos se les identifica como amonites.

1.1.2 PERMICO INFERIOR GRUPO COPACABANA

Sobreyaciendo y en concordancia con el grupo Tarma, se ubica un horizonte conformado por una serie de paquetes gruesos de caliza intercaladas con pizarras calcáreas conocidos localmente como calizas superiores.

En realidad es una secuencia continua entre el grupo Tarma en el que predominan las pizarras y el Grupo Copacabana donde predominan las calizas, existiendo entre pizarras y calizas una zona de transición compuesta principalmente por horizontes de areniscas interbandeadas con pizarras y calizas ubicadas en la base del Grupo Copacabana. El conjunto tiene un espesor aproximado de 800 metros, reconocidos en la parte Sureste de la mina cobriza.

1.1.3 PERMICO MEDIO A SUPERIOR : GRUPO MITU

El Grupo Mitu consiste de areniscas rojas y conglomerados

dos que contienen rodados de material volcánico. Aflo-
ran en su verdadera posición estratigráfica en el área
Noroeste fuera de los límites del yacimiento cobriza en
discordancia con el grupo Copacabana; en cambio los
pequeños afloramientos ubicados en las cercanías de
cobriza no corresponden a la misma posición estratigrá-
fica y son aparentemente concordantes con las pizarras
del grupo Tarma.

La presencia anómala de estos afloramientos se debe a
factores estructurales (fallamiento) o por variaciones
en la cuenca de sedimentación del grupo Tarma.

1.1.4. TRIASICO INFERIOR : GRUPO PUCARA

Al oeste y un poco alejado del área de cobriza, se ob-
servan calizas del Grupo Pucará, que yacen sobre los
sedimentos del Grupo Mitu, su edad es del Triásico In-
ferior al Jurásico Inferior.

1.1.5 CUATERNARIO

En cobriza el cuaternario está representado por depósi-
tos coluviales, formado por acumulaciones de talud y
materiales de ladera, que se han originado por procesos
de Intemperismo y acción de gravedad.

Los depósitos de talud reposan sobre pendientes modera-

dos y especialmente terrazas antiguas del río Mantaro.

1.2 INTRUSIVOS

Las rocas intrusivas en el área de cobriza, están representados por un cuerpo granítico de dimensiones batolíticas y numerosos diques, sills, y stocks de dacita, andecita, monzonita cuarcífera y diorita cuarcífera.

1.2.1 BATOLITO COBRIZA

Este cuerpo intrusivo posee un color claro, es de composición alcalina y localmente biotítico al Este y Noreste de la mina cobriza (ver análisis químico en tabla 1). En la vecindad de la mina el contacto intrusivo - Tarma es concordante pero a nivel regional el intrusivo corta a los grupos Tarma Copacabana, y Pucará (promedio de rumbo y buzamiento $N45^{\circ}0$, $75^{\circ}NE$).

El intrusivo no ha dejado huellas de un metamorfismo pronunciado en el grupo Tarma en el lugar donde el contacto es claramente visible al Este de la mina, cerca al río Mantaro; no se aprecia la presencia de estrías brechas.

Un análisis químico de una facie biotítica del granito del lado Oeste del río Mantaro, al Sur de cobriza muestra un alto porcentaje de sílice (73.8% - ver tabla 1). El examen petrográfico del mismo confirma el carácter

granítico; cuarzo, biotita con abundante cligoclasa y algo de muscovita.

Este intrusivo por las dimensiones dirección y contactos está emplazado a lo largo de grandes fallas de comprensión del Sistema Longitudinal regional que se relaciona con el batolito Villa Azul, mapeado en el cuadrángulo de Pampas:

1.2.2. OTROS INTRUSIVOS

Diques de composición intermedia (andesita) y diabásica se han interceptado dentro del manto, los mismos que se hallan atravesando sedimentos de la formación Copacabana y al mismo intrusivo granítico, estos diques siguen dos direcciones principales Norte-Sur y Este-Oeste; predominando en las labores subterráneas la dirección Norte - Sur con algunas irregularidades de rumbo y buzamiento.

En el manto mineralizado de cobriza, determinados diques se hallan especialmente relacionadas con áreas de mejores concentraciones de cobre, los cuales se hayan mayormente por encima del dique.

1.3 PLEGAMIENTOS Y FRACTURAMIENTOS

La estructura principal del distrito está definida por el "Anticlinal de Coris", cuyo eje tiene un rumbo general al

Noreste y doble hundida hacia el Sureste Noreste. Este anticlinal forma parte de un anticlinorio, siendo los anticlinales de ejes paralelos con rumbo aproximado de N 45°0. (Fig. 6).

La naturaleza domática de coris es comprobada fácilmente en la parte Norte del distrito; no así en la parte Sur (cerca a la mina Santa Rosa), donde la estructura se encuentra complicada por la presencia de:

1º Contorsiones estrechas de pliegues contemporáneas en la caliza cobriza, contrasta con las lutitas adyacentes, que exhiben sólo plegamientos suaves.

2º Numerosos diques.

3º Dos fallas o zonas de fallas con rumbo general Este-Oeste y buzamiento vertical.

Se observan cuatro sistemas principales de fracturamiento; dos longitudinales, siguiendo la dirección Noreste - Sureste y los otros dos transversales siguiendo las direcciones Este-Oeste y Norte - Sur.

En superficie se observa numerosas fallas con desplazamiento que varían entre 10 y más de 200 metros, así en la parte Sur, sólo dos fallas son de importancia, la falla Pampalca, y la falla Carhuancho.

Los desplazamientos a lo largo de estas fallas han ocurrido en el bloque sur, los cuales han bajado con relación al

bloque Norte.

En la parte Norte la falla Huaribamba, la cual se trata de una falla longitudinal inversa, con un gran desplazamiento que en las calizas cobrizas el bloque del techo suba más, mostrando en el área de Huaribamba dos afloramientos de cobriza. (Ver Figura Nº 6).

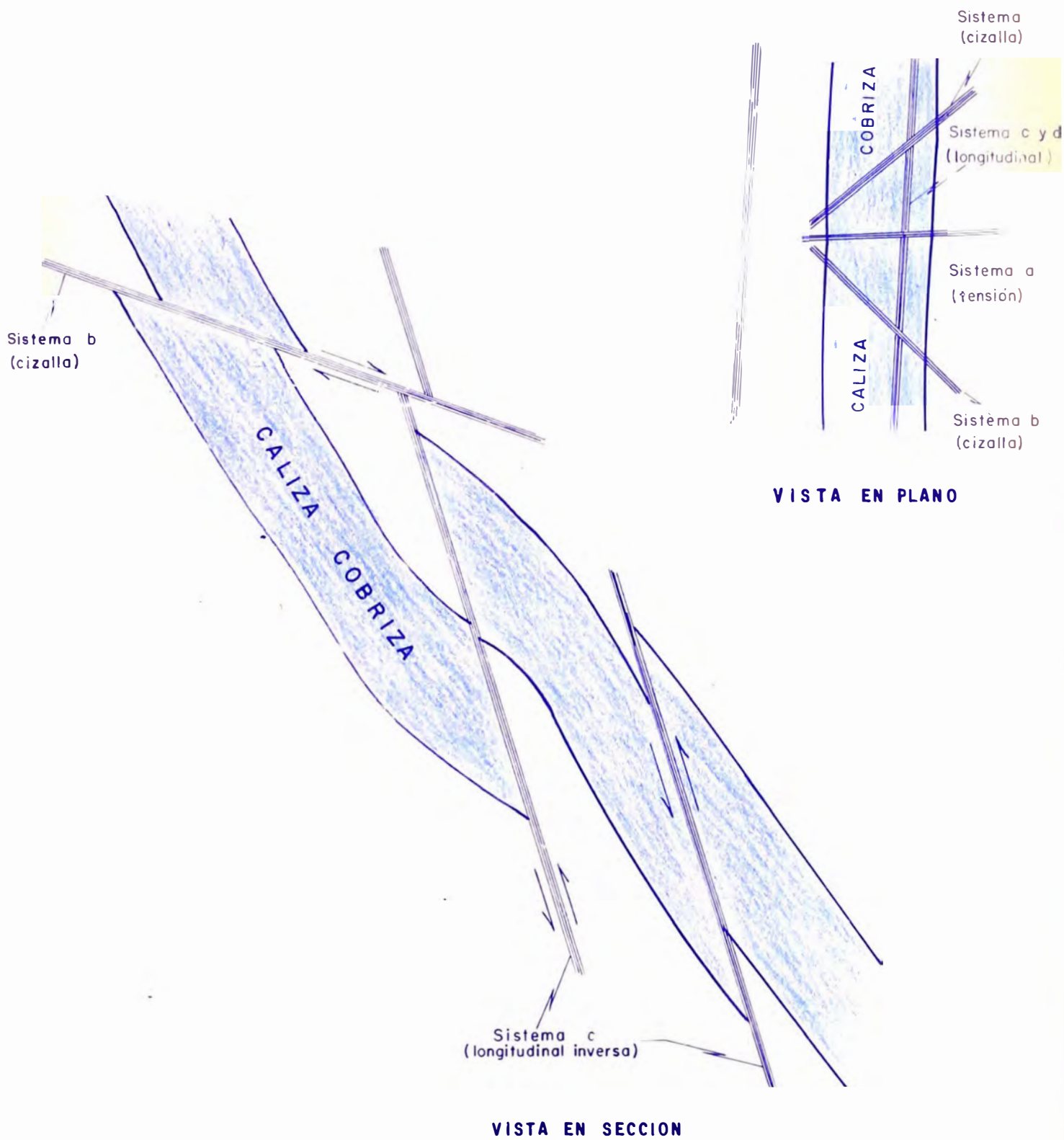
1.4 GEOLOGIA DE LA MINA COBRIZA

La mineralogía en el distrito minero de cobriza consiste principalmente de calcopirita, hornblenda, arsenopirita y pirrotita en los cuatro horizontes guías y otras unidades calcáreas del Grupo Tarma, de las cuales las calizas cobriza son económicamente importantes en las condiciones actuales. Además la galena argentífera se presenta ocasionalmente en fracturas transversales al manto y con mayor frecuencia concordante con el manto cobriza al "piso" en las lutitas del grupo Tarma.

La explotación a mayor escala se reduce a la mineralización de cobre, plata y bismuto en el manto de cobriza y a menor escala la mineralización de plata y plomo por particulares, principalmente en la mina Santa Rosa.

1.4.1 FORMA DEL DEPOSITO

La forma es tabular perfectamente concordante (estratiforme) con las pizarras supra e infrayacentes; los límites de mineralización en profundidad no son bien conoci



| | | | |
|---------------------|-----------------|--|-------------|
| TOPOGRAFIA | | CENTROMIN PERU S. A. DEPTO. DE GEOLOGIA DIVISION COBRIZA | |
| GEOLOGIA A. RIVERA | FECHA MAR. 1984 | REPRESENTACION ESQUEMATICA DE LOS SISTEMAS DE FRACTURAS | |
| DIBUJADO U. BENDEZU | FECHA " " | | FIGURA Nº 6 |
| REVISADO A RIVERA | FECHA " " | | |

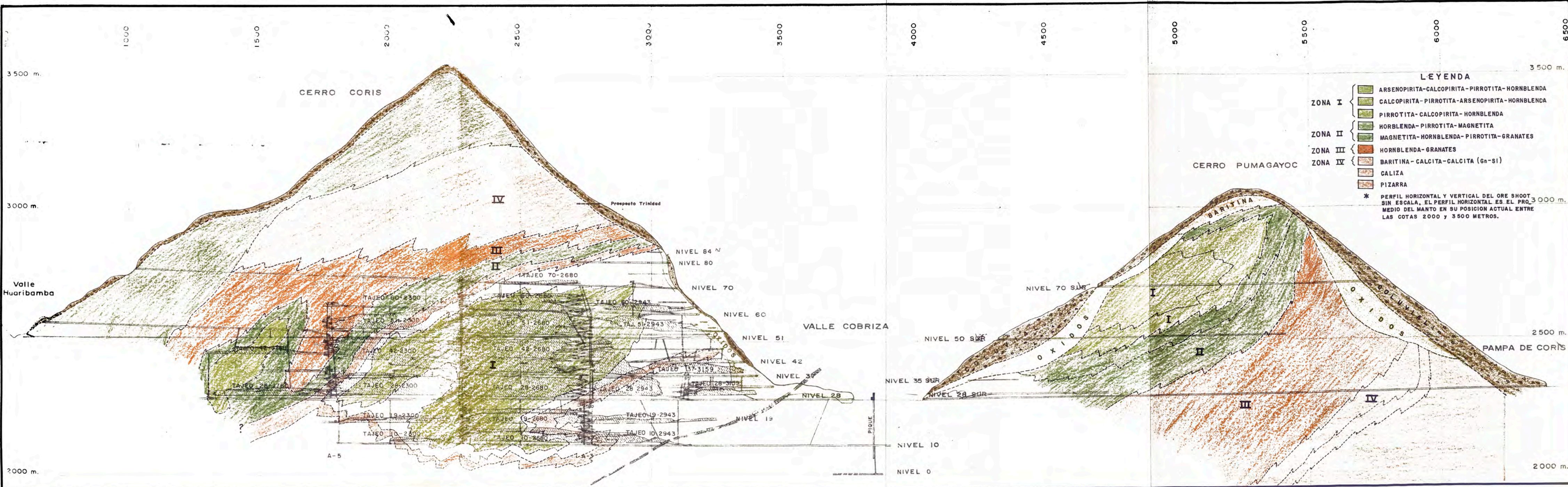
dos, aunque las exploraciones indican disminución de sulfuros, por debajo de la cota 2,000, en altura está limitada por caliza recristalizada en bandas irregulares de baritina y pizarras con "manchas" de plomo y zinc, entendiéndose que esta transición de mineralización de cobre es paulatina y gradacional, ver figura (Nº 7), con una longitud de cuenca en su eje mayor de 4.5 kilómetros y de 1.5 kilómetros en su eje menor.

Mineralizaciones del tipo cuenca marginal en los borde Noroeste y Sureste se observan en la zona de Huaribamba, al Oeste en la carretera a Huancayo, debajo del pueblo de San Pedro de Coris, en la mina Vilmo, mina escondida, e Incógnita y hacia el Sureste en Matibamba, así como en la zona de Ayahuanco; las características de todas ellas es que se presentan en forma muy similar; a la mineralización principal de Cobriza, pero de dimensiones menores.

La potencia del manto varía de 15 a 30 metros la cual ha sido afectada principalmente por factores estructurales, donde las fallas longitudinales tienen gran importancia.

El rumbo y buzamiento es el mismo que tienen las pizarras concordantes del grupo Tarma, es decir N40º a 70º, 30º a 65ºNE respectivamente.

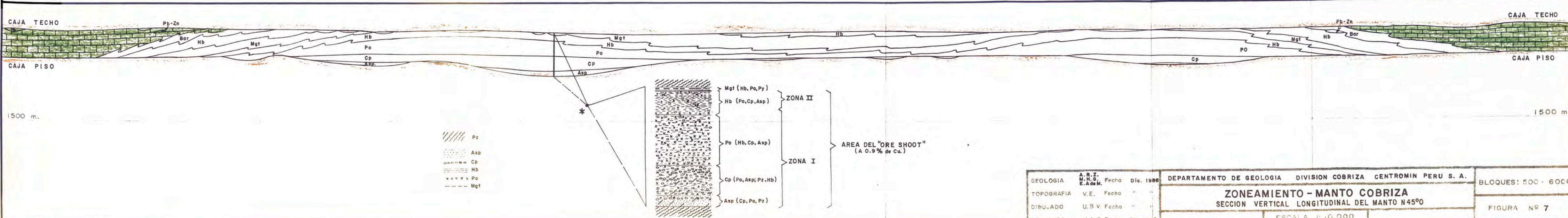
El yacimiento durante la Orogenia Andina fue afectado



LEYENDA

- ZONA I
 - ARSENOPIRITA-CALCOPIRITA-PIRROTITA-HORNBLENDA
 - CALCOPIRITA-PIRROTITA-ARSENOPIRITA-HORNBLENDA
 - PIRROTITA-CALCOPIRITA-HORNBLENDA
- ZONA II
 - HORNBLENDA-PIRROTITA-MAGNETITA
 - MAGNETITA-HORNBLENDA-PIRROTITA-GRANATES
- ZONA III
 - HORNBLENDA-GRANATES
- ZONA IV
 - BARITINA-CALCITA-CALCITA (6n-Si)
 - CALIZA
 - PIZARRA

* PERFIL HORIZONTAL Y VERTICAL DEL ORE SHOOT SIN ESCALA. EL PERFIL HORIZONTAL ES EL PRO. 3000 m. MEDIO DEL MANTO EN SU POSICION ACTUAL ENTRE LAS COTAS 2000 Y 3500 METROS.



| | | | | | | | |
|------------|-------------------------------|-------|-----------|---|------------------|----------------------|---------------------|
| GEOLOGIA | A. R. Z. M. H. G. E. A. G. M. | Fecha | Dic. 1988 | DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA | DIVISION COBRIZA | CENTROMIN PERU S. A. | BLOQUES: 500 - 6000 |
| TOPOGRAFIA | V. E. | Fecha | " | ZONEAMIENTO - MANTO COBRIZA SECCION VERTICAL LONGITUDINAL DEL MANTO N45°0 | | | FIGURA Nº 7 |
| DIBUJADO | U. B. V. | Fecha | " | | | | |
| REVISADO | H. S. R. | Fecha | Dic. 1989 | ESCALA 1:10,000 | | | |

por la formación de varios sistemas de fallas y fracturas post-mineralización, actuando algunos de ellos como centros de liberación de energía que favoreció la removilización y reconcentración, formando en algunos casos vetas de removilización.

Dentro de estos sistemas de fracturas (figura 6) destacan :

- 1º Fracturas verticales perpendiculares al rumbo del manto (fracturas de tensión), a lo largo de las cuales no se nota mayores desplazamientos.
- 2º Fallas inclinadas que forman un ángulo de 45º a más como el sistema anterior (fallas de cizalla), a lo largo de las cuales el mayor movimiento observado es del tipo rotacional.
- 3º Fallas longitudinales paralelos al rumbo y buzamiento del manto (fallas inversas), cuyo ángulo de buzamiento es mayor al del manto. El movimiento observado a lo largo es inverso.
- 4º Fallas longitudinales paralelas al rumbo del manto (fallas normales), cuyo ángulo de buzamiento es inferior al del manto, el movimiento observado es normal.

Respecto a la génesis de este yacimiento, dos teorías se han planteado; de ellos la primera explica la forma-

ción de este yacimiento por reemplazamiento metasomáticos sucesivos con una fuente termal distal (Skarn distal); la segunda en base a numerosas evidencias, que el yacimiento se formó en el mismo momento de la sedimentación, teniendo como aporte de los iones a una fuente volcánica de posición desconocida y que viajaron hasta una cuenca para luego precipitar alternadamente con los sedimentos marinos (volcanogénico distal).

1.4.2 MINERALOGÍA Y PARAGENESIS

La mineralogía resultante en el manto Cobriza, se ha formado mediante la teoría del reemplazamiento metasomático o por la teoría de mineralización sin-sedimentaria diagenética modificado en este segundo caso por efectos de la Orogenia Andina continuada, y por las intrusiones posteriores conectadas o no al manto cobriza.

También fué transformada por los agentes intempéricos superficiales que oxidaron a los minerales pre-existentes obteniéndose como consecuencia los minerales siguientes:

Dentro del grupo de silicatos, todos los cuales han sido agrupados bajo una sola denominación, sí observan granotes (grosularia y andradita), anfíboles (hornblenda y actinolita), piroxenos (augita y diopsido).

Los principales sulfuros que están presentes son la pirrotita, arsenopirita, pirita y calcopirita y como óxido se tiene abundante magnetita. (Ver Fig. Nº 8).

Todos los minerales que han sido identificados en el manto cobriza se dan en la tabla 2 y cuantitativamente se han agrupados en tres categorías.

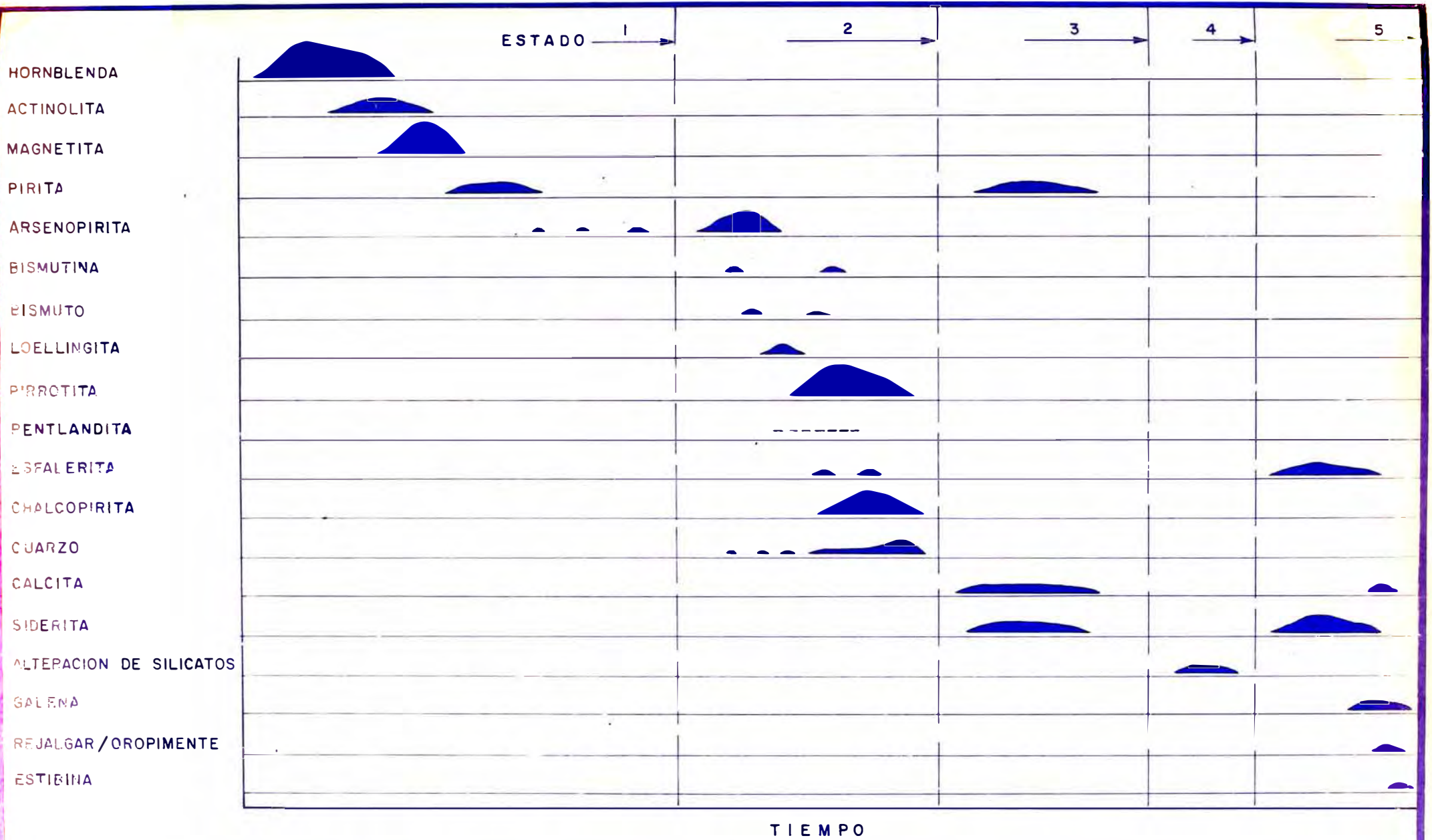
- 1º Abundante Incluye el 80% a 90% del manto.
- 2º Común : Incluye el 10% a 20% del manto.
- 3º Raro : Minerales presentes en vetas transversales.

De los minerales comunes, la esfalerita puede ser macroscópicamente identificada en forma local en el manto como "lentes" concordantes con los sulfuros de fierro y cobre del manto.

La galena Argentífera comprendida dentro de los minerales raros, se encuentra formando un manto de 10 a 20 centímetros de potencia y se ubica a 1 ó 2 metros por debajo de la caja piso del manto principal.

Estudios al microscópio de 44 muestras de la parte baja de la mina han permitido establecer una secuencia en la posición paragenética (figura 7) que permite dividirla en 5 estados.

- 1º El Primer Estado.- Se caracterizó por la transformación sucesiva de la caliza en silicatos, seguido de



| | | | | | | |
|----------|------------|--------------------------|-------------------------------|--------------------|------------------|-------------|
| REVISION | TOPOGRAFIA | Fecha Ab. 1976 | CENTROMIN PERU S.A. | DEPTO. DE GEOLOGIA | DIVISION COBRIZA | FIGURA Nº 8 |
| | GEOLOGIA | J. F. S. Fecha " " | PARAGENESIS DEL MANTO COBRIZA | | | |
| | DIBUJADO | U. B. V. Fecha " " | | | | |
| | REVISADO | A. R. Z. Fecha Mar. 1984 | | | | |

la deposición de magnetita.

2º El Segundo Estado.- Se caracterizó por la disposición de cuarzo y arsenopirita con trozos de bismuto y bismutina.

3º El Tercer Estado.- Se inició con la deposición de pirrotita y calcopirita y un nuevo flujo de pirita que parcialmente los reemplaza, luego se deposita algo de calcita y siderita.

4º El Cuarto Estado.- Fue una verdadera alteración de silicatos blancos que ocurren a menudos como halos, de alteración alrededor de fracturas.

5º El Quinto Estado.- Se depositó galena, esfalerita, rejolgar, estibina y siderita, rellenando fracturas interestratificadas o cortando el manto

1.4.3 ZONEAMIENTO

Los diferentes ensambles mineralógicos están distribuidos del manto cobriza, en zonas que varían tanto en la horizontal como en la vertical. Se describe a este zoneamiento, a un posible eje sub-horizontal que concuerda con una nueva interpretación de una distribución mineralógica relacionadas a procesos sedimentarios o una cuenca.

Los términos de zoneamiento horizontal y vertical que a

continuación describiremos están referidos a las variaciones de los ensambles a lo largo del rumbo en el primer caso y en sentido de piso al techo en el segundo.

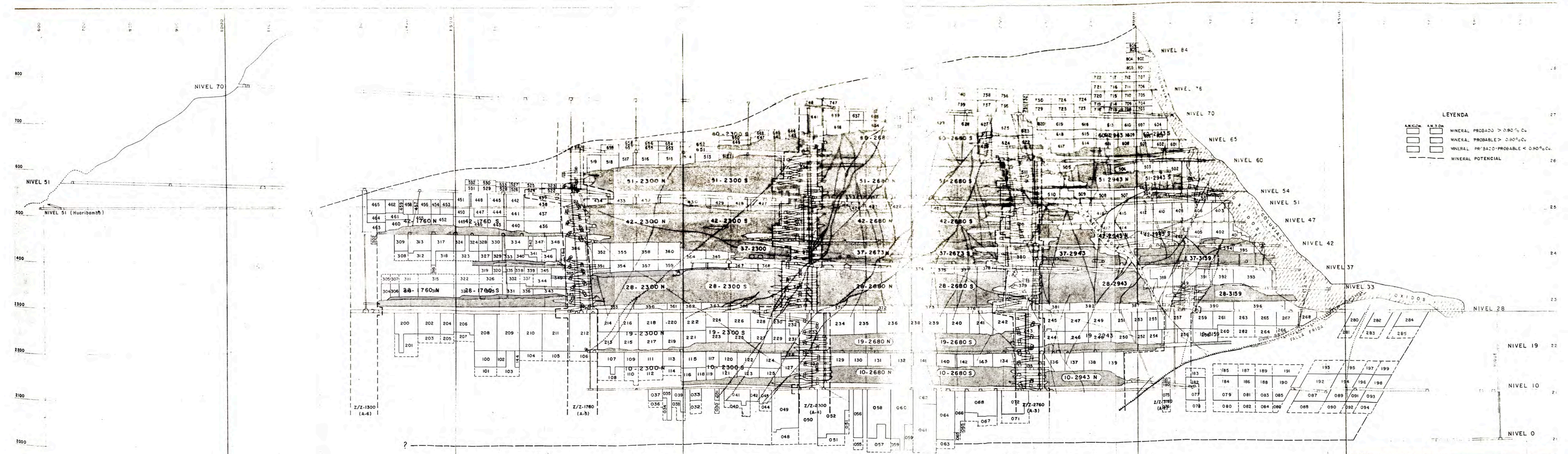
1.4.4 ZONEAMIENTO HORIZONTAL

Como se observa en la (figura 7) la distribución mineralógica del manto cobriza está representada por cuatro zonas claramente definidas : La zona I está constituida por los ensambles de arsenopirita - calcopirita - pirrotita - hornblenda, pirrotita - calcopirita y hornblenda, la zona II por hornblenda - magnetita - pirrotita y magnetita - hornblenda - pirrotita; la zona III por hornblenda - granates y la zona IV, por baritina - calcita (galena - esfalerita) - caliza y caliza recristalizada.

1.4.5 ZONEAMIENTO VERTICAL

En este zoneamiento la mineralización está distribuida en el manto, de la caja piso a la caja techo, por tanto en cada punto donde existe variación lateral de la mineralogía (zoneamiento horizontal) existirá zoneamiento vertical propio para cada zona.

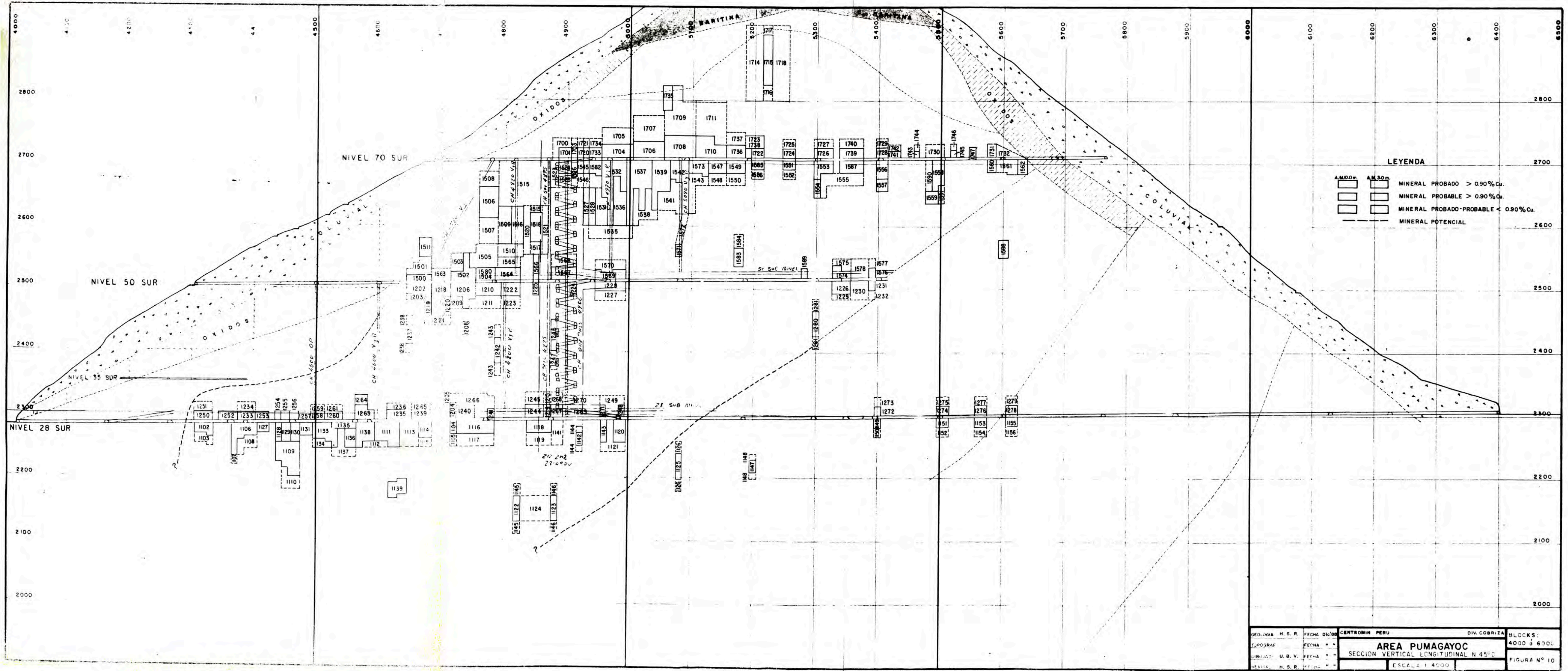
La potencia de las bandas es variable, pero en cada caso de predominio mineralógico; se puede considerar que constituye el 90% de la potencia total del manto de



LEYENDA

| | |
|--|--------------------------------------|
| | MINERAL PROBADO > 0.90% Cu |
| | MINERAL PROBABLE > 0.30% Cu |
| | MINERAL PROBABLE-PROBABLE < 0.90% Cu |
| | MINERAL POTENCIAL |

| | | |
|--|--------------------------------|----------------|
| GEOLOGIA H.S.R. FECHA: 08 TOPOGRAF. FECHA: ESCALA: | CENTROMIN PERU DIV. COBRIZA | BLOCS 500 ó |
| AREA CORIS SECC. N. VERTICAL. S. VERTICAL. | | FIGURA N.º |



LEYENDA

| | | |
|--|-----------|--------------------------------------|
| | A.M. 0.0m | MINERAL PRUBADO > 0.90% Cu. |
| | A.M. 3.0m | MINERAL PRUBADO > 0.90% Cu. |
| | | MINERAL PRUBADO-PROBABLE < 0.90% Cu. |
| | | MINERAL POTENCIAL |

| | | | | | | |
|------------|----------|-------|--------|---------------------------------------|--------------|--------------|
| GEOLOGIA | H. S. R. | FECHA | DIC 88 | CENTROMIN PERU | DIV. COBRIZA | BLOCKS: |
| TOPOGRAFIA | | FECHA | " " | AREA PUMAGAYOC | | 4000 ó 6300 |
| DIBUJADO | U. B. V. | FECHA | " " | SECCION VERTICAL LONGITUDINAL N 45° C | | FIGURA N° 10 |
| REVISADO | H. S. R. | FECHA | " " | ESCALA 1:4000 | | |

unos 25 metros; en promedio. Además es conveniente decir que no siempre está lo suficientemente preservado el bandeamiento y tanto el propio bandeamiento como el zoneamiento no excluye un mineral del otro y que a excepción de la magnetita en la mayoría de estos casos está ubicada hacia el techo del manto (en el Ore shoot), el resto de minerales están diseminados y bandeados dentro de un mineral que predomina.

1.4.6 CONTROLES DE MINERALIZACION

Reconocimientos superficiales y relaciones en interior mina indica que la mineralización estratoligada y estratiforme del manto cobriza no es la única en la secuencia sedimentaria de los grupo Tarma y Copacabana.

1.4.6.1 En el Grupo Tarma y Horizonte Cobriza

Minerales tales como arsenopirita pirrotita, calcopirita, pirita, hornblenda y esfalerita, todos ellos componentes del manto se les encuentra los siguientes horizontes calizas superiores, horizontes concrecionarios al techo y piso del manto, horizonte capricornio, horizontes menores calcáreos pocos potentes supra e infrayacente al manto cobriza, todos ellos en perfecta concordancia con la estratificación

1.4.6.2 Presencia de Magnetita

En la figura N° 7 (zoneamiento del manto cobriza) se ha delineado la forma y distribución aproximada de la magnetita, mineral abundante en el manto cobriza, se ubica en forma circundante a la mineralización reconocida como económica, de tal forma constituye un control negativo respecto a la asociación con sulfuros de cobre y fierro evidenciando con su presencia, bordura de una cuenca y disminución sustancial de sulfuros.

1.4.6.3 Contacto Caja Piso del Manto

En el contacto del manto con las pizarras, especialmente en la caja piso se encuentran la mayor cantidad de sulfuros de fierro y cobre producto de la deposición en una cuenca relativamente plana, expresada por la gran regularidad que presenta la banda enriquecida del piso. El mecanismo de concentración de esta zona enriquecida del piso constituye una gúfa eficaz respecto a la ubicación de mineralización de sulfuros económicos.

1.4.6.4 Fracturas, Fallas y Diques

Las principales fallas del sistema longitudinal son :

- 1º Falla Toya
- 2º Falla Marca Antonieta
- 3º Falla Bertha
- 4º Falla Dorotea
- 5º Falla Noemí

Los primeros buzcan 20º a 30º al Noreste y tienen un desplazamiento normal 5 a 10 metros. El efecto de este tipo de fallas, está mejor representado en las proximidades de la falla cobri-za, en donde han modificado el buzamiento en conjunto del manto entre los niveles 10 y 28. El segundo grupo compuesto por los tres últimos, buzcan alrededor de 75º Noreste y tienen un desplazamiento inverso de 30 a 50 metros, el efecto más favorable que producen en el manto es la duplicación de la banda y mejor mineralización del piso.

Las principales fallas del sistema transversal son

- 1º Falla Rosa de rumbo N30º - 40ºE y buzamiento 40ºSE

2º Dique-Falla Frida, de rumbo N-S y buzamiento

40ºO

3º Falla cobriza de rumbo N15ºE y buzamiento

75ºSE.

El desplazamiento de la falla Rosa y Frida varía entre 20 ó 30 metros, la falla cobriza a pesar de no habersele interceptado en interior mina, si ha sido observado en el contacto pizarra - intrusivo deduciendo que pertenece al sistema general de poco desplazamiento (3 - 5 metros) y que presentan rellenos de sulfuros de plomo, zinc, cobre y fierro :

Este sistema transversal es el que mayor efecto ha tenido en la removilización de sulfuro de fierros y cobres.

Vetillas menores propios del manto de dirección cortante a la mineralización se observa en el manto principal, rellenos con minerales de arsenopirita, hacia las cajas y sulfuros de fierro y cobre hacia la parte central.

1.5 CUADROS - SUMARIOS

1.5.1

CUADRO 1

SUMARIO GENERAL DE RESERVAS

MINERAL DE COBRE - PLATA

| ACCESIBLE Y EVENT. T.C.S | ACCESIBLE % Cu | TOTAL ONZA/AE | RESERVAS TONS/CU | COBRIZA ONZAS/AE | |
|--------------------------------|-------------------|------------------|---------------------|---------------------|------------|
| <u>AREA CORJS</u> | | | | | |
| PROBADO | 29'344,680 | 1.40 | 0.40 | 410,825.52 | 11'737,872 |
| PROBABLE | 6'074,080 | 1.30 | 0.40 | 78,963.04 | 2'429,623 |
| TOTAL | 35'418,760 | 1.38 | 0.40 | 489,788.56 | 14'167,504 |
| <u>AREA PUMAGAYOC</u> | | | | | |
| PROBADO | 1'526,760 | 1.45 | 0.90 | 21,367.36 | 1'373,616 |
| PROBABLE | 2'523,080 | 1.28 | 0.70 | 32,800.04 | 1'766,156 |
| TOTAL | 4'049,320 | 1.34 | 0.80 | 54,167.40 | 3'139.772 |
| TOTAL GENERAL | 39'468,080 | 1.38 | 0.40 | 543,955.96 | 17'307,726 |

1.5.2

CUADRO Nº 2

PRODUCCION 1966 - 1988

| AÑO | CONCENTRADORA COBRIZA | | | | CONCENTRADORA SANTA ROSA | | | |
|------|-----------------------|------|-------|------|--------------------------|------|-------|------|
| | T.C.S | % Cu | OZ.AG | % Bi | T.C.S | % Cu | OZ.AG | % Bi |
| 1966 | - | - | - | - | 7,950 | 4.01 | - | - |
| 1967 | 14,733 | 2.08 | 0.48 | 0.08 | 8,174 | 2.94 | - | - |
| 1968 | 430,307 | 2.05 | 0.58 | 0.07 | 5,095 | 1.67 | 0.43 | 0.06 |
| 1969 | 454,844 | 2.16 | 0.70 | 0.08 | - | - | - | - |
| 1970 | 489,506 | 2.23 | 0.66 | 0.07 | - | - | - | - |
| 1971 | 585,533 | 2.39 | 0.71 | 0.07 | - | - | - | - |
| 1972 | 646,576 | 2.22 | 0.71 | 0.06 | - | - | - | - |
| 1973 | 669,285 | 2.15 | 0.66 | 0.07 | - | - | - | - |
| 1974 | 686,263 | 2.09 | 0.67 | 0.07 | - | - | - | - |
| 1975 | 725,812 | 2.26 | 0.76 | 0.06 | - | - | - | - |
| 1976 | 766,618 | 2.23 | 0.75 | 0.06 | - | - | - | - |
| 1977 | 860,356 | 2.08 | 0.68 | 0.06 | - | - | - | - |
| 1978 | 802,690 | 2.16 | 0.65 | 0.07 | - | - | - | - |
| 1979 | 923,015 | 2.13 | 0.67 | 0.06 | - | - | - | - |
| 1980 | 948,946 | 2.13 | 0.63 | 0.05 | - | - | - | - |
| 1981 | 891,050 | 2.06 | 0.57 | 0.06 | - | - | - | - |
| 1982 | 1'349,437 | 1.37 | 0.38 | 0.06 | - | - | - | - |
| 1983 | 1'535,153 | 1.14 | 0.34 | 0.05 | - | - | - | - |
| 1984 | 3'493,880 | 1.25 | 0.38 | 0.05 | - | - | - | - |
| 1985 | 3'154,190 | 1.32 | 0.39 | 0.05 | - | - | - | - |
| 1986 | 3'221,092 | 1.30 | 0.38 | 0.05 | - | - | - | - |
| 1987 | 3'114,350 | 1.37 | 0.40 | 0.05 | - | - | - | - |
| 1988 | 3'150,480 | 1.40 | 0.40 | 0.05 | - | - | - | - |

1.5.3

CUADRO Nº 3

COMPARACION DE RESERVAS 1969 - 1988

| AÑO | T.C.S | % CU |
|------|------------|------|
| 1969 | 6'454,600 | 2.76 |
| 1970 | 8'144,930 | 2.85 |
| 1971 | 9'803,490 | 3.01 |
| 1972 | 6'381,680 | 3.35 |
| 1973 | 6'952,509 | 2.09 |
| 1974 | 9'849,460 | 2.17 |
| 1975 | 11,066,320 | 2.18 |
| 1976 | 11'274,340 | 2.19 |
| 1977 | 11'511,100 | 2.50 |
| 1978 | 11'447,390 | 2.50 |
| 1979 | 12'891,260 | 2.10 |
| 1980 | 14'182,690 | 2.20 |
| 1981 | 14'529,380 | 2.30 |
| 1982 | 15'459,300 | 2.10 |
| 1983 | 34'016,970 | 1.39 |
| 1984 | 34'372,660 | 1.36 |
| 1985 | 38'763,560 | 1.37 |
| 1986 | 39'468,080 | 1.38 |
| 1987 | 28'476,920 | 1.46 |
| 1988 | 32'942,110 | 1.37 |

1.5.4

CUADRO Nº 4

CUADRO ESTADISTICO DE : VALOR DE MINERAL, CONTRIBUCION, VALOR
MINIMO, EXPLOTABLE Y COSTO DE MINADO 1969 - 1988
T.C.S

| AÑO | VALOR MINERAL I/. | CONTRIBUCION I/. | VALOR MINIMO EXPLOTABLE I/. | COSTO DE MINADO I/. |
|------|-------------------------|---------------------|-----------------------------------|---------------------------|
| 1969 | .995 | .488 | .339 | .236 |
| 1970 | .982 | .438 | .490 | .276 |
| 1971 | .807 | .239 | .568 | .243 |
| 1972 | .744 | .239 | .505 | .218 |
| 1973 | 1.131 | .566 | .565 | .251 |
| 1974 | 1.126 | .562 | .564 | .284 |
| 1975 | .908 | .049 | .859 | .327 |
| 1976 | 1.465 | .231 | 1.234 | .411 |
| 1977 | 1.915 | .208 | 1.706 | .657 |
| 1978 | 3.699 | .574 | 3.220 | 1.234 |
| 1979 | 8.07 | 1.125 | 4.496 | 1.569 |
| 1980 | 12.222 | .663 | 8.094 | 3.218 |
| 1981 | 12.847 | 7.050 | 13.206 | 4.435 |
| 1982 | 11.595 | 9.418 | 15.330 | 4.592 |
| 1983 | 36.353 | 26.112 | 29.352 | 11.082 |
| 1984 | 73.352 | 75.946 | 40.619 | 23.02 |
| 1985 | 174.27 | 157.36 | 94.86 | 37.07 |
| 1986 | 188.38 | 172.15 | 110.02 | 46.05 |
| 1987 | 198.65 | 190.10 | 125.30 | 58.02 |
| 1988 | 209.30 | 198.32 | 135.15 | 65.15 |

CAPITULO II

DESCRIPCION DEL DISEÑO DE LABORES DE LA MINA COBRIZA

2.1 LABORES DE EXPLORACION

2.1.1 GALERIAS PRINCIPALES

Se desarrollan paralelas a la dirección del manto y sobre él, cerca al contacto de la caja piso.

Estas galerías principales se corren aproximadamente cada 90 metros de diferencia del nivel.

En cobriza se distinguen dos tipos de estas galerías, una galería principal de extracción y otras galerías principales propiamente dichas. Las características que presentan son :

2.1.1.1 Galería Principal de Extracción

Es el nivel 28 por donde se extrae el mineral de la mina hacia la planta concentradora de Pampa de Coris; por medio de locomotoras.

Esta galería tiene 0.04% de gradiente promedio, con 12 x 5 metros de ancho por altura promedio.

Un corte transversal de esta galería se muestra en el dibujo N° 1.

2.1.1.2 Galería Principal Propiamente Dicha

Son todos los de mas. niveles aparte del nivel 28, estos accesos principales hacia los tajeos son de menor sección que la principal extracción, con gradientes que van desde 2% hasta 3% con una sección de 6 x 4 mts. de ancho por altura respectivamente.

Un corte transversal de estas galerías se muestra en el dibujo N° 2.

2.2 CRUCEROS

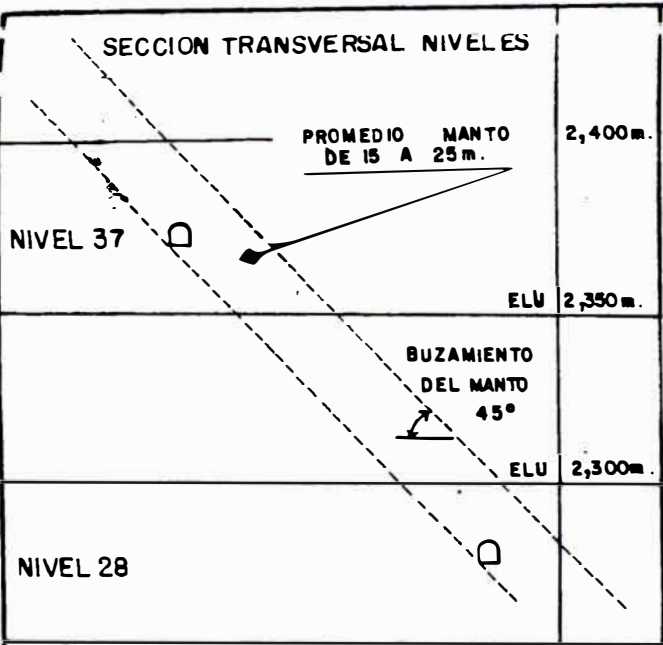
Se realizan a la dirección del manto, o sea, a las galerías principales, pueden ser de menores sección que éstas; pero generalmente se hacen con las mismas dimensiones (6 x 4 mts.), con una gradiente negativa hacia la galería principal de 2% a 3%.

Se puede visualizar en el dibujo N° 3.

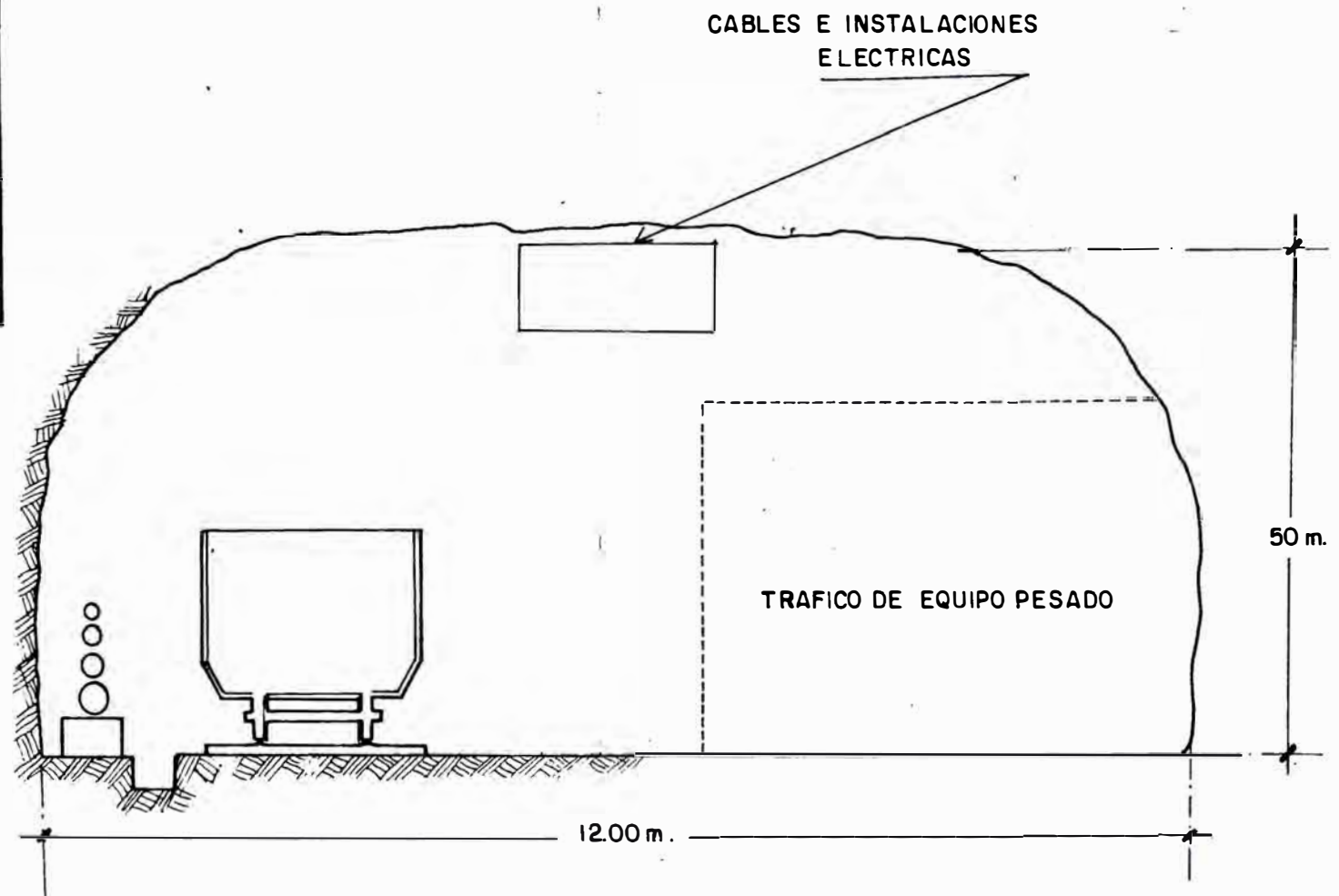
2.3 LABORES DE DESARROLLO

2.3.1 ZTG - ZAGS

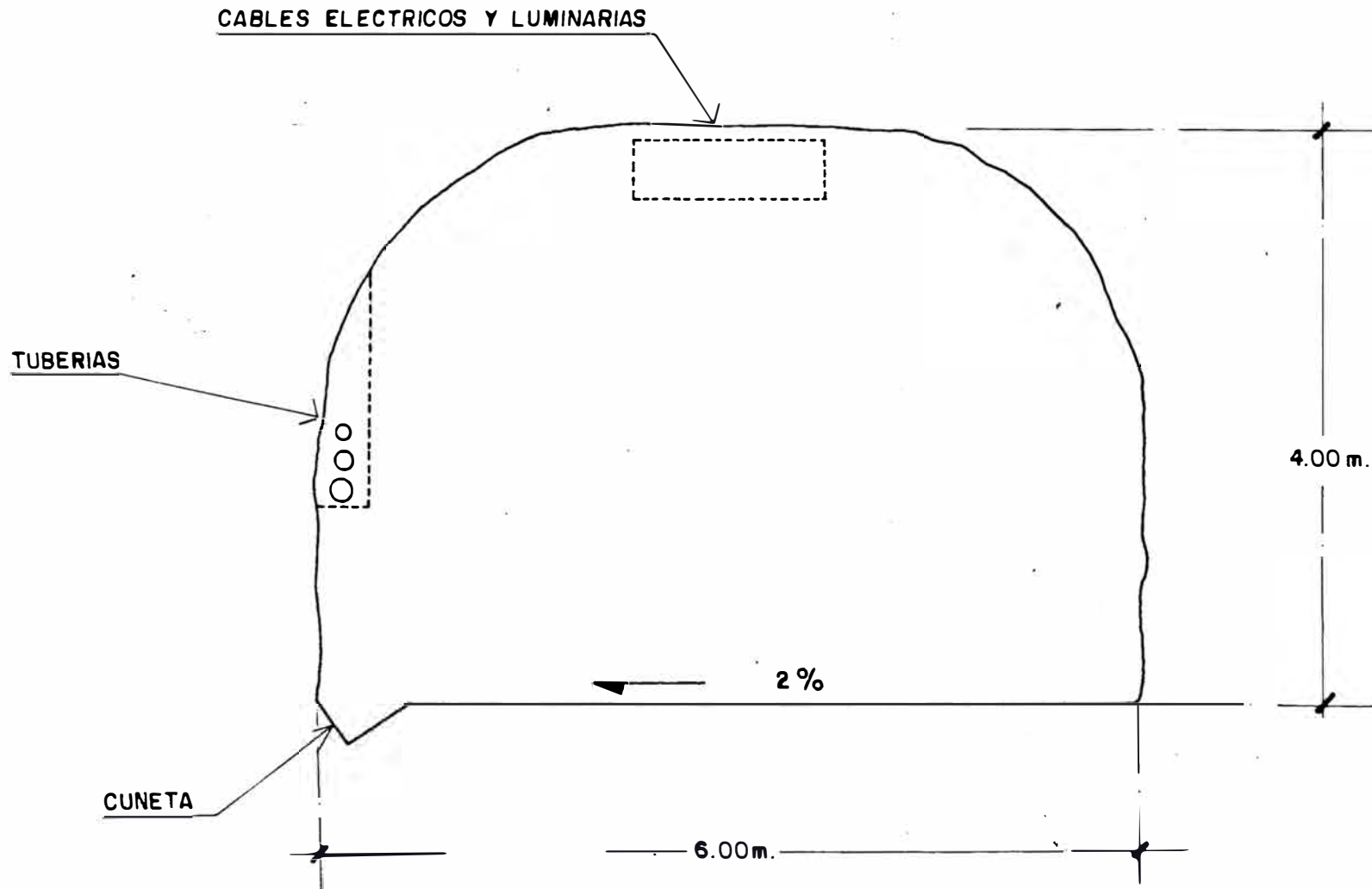
Estas labores son rampas en forma de espirales que dan



ESCALA : 1 : 2,500



| | | | | |
|--|--|---|------------------------|-----------------|
| UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA. | | ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA. CORTE TRANSVERSAL DEL NIVEL 28 | | |
| | | Dibujo: A. Yahuaes V. | Fecha: Noviembre 90 | Escala: 1:75 |



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA.

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA.
CORTE TRANSVERSAL DE LAS GALERIAS PRINCIPALES.

Dibujo:

A. Yehua V.

Fecha:

Noviembre 90

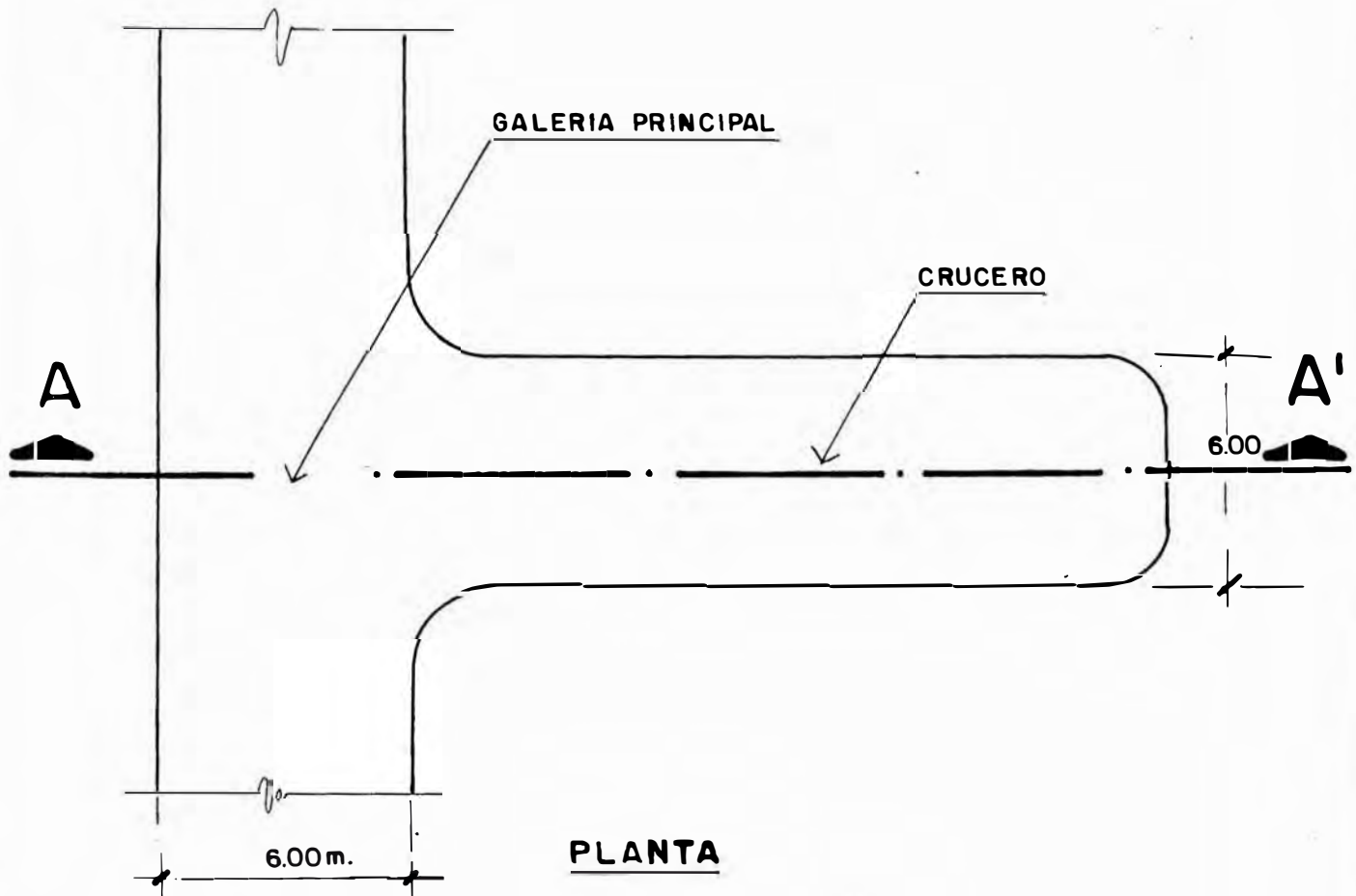
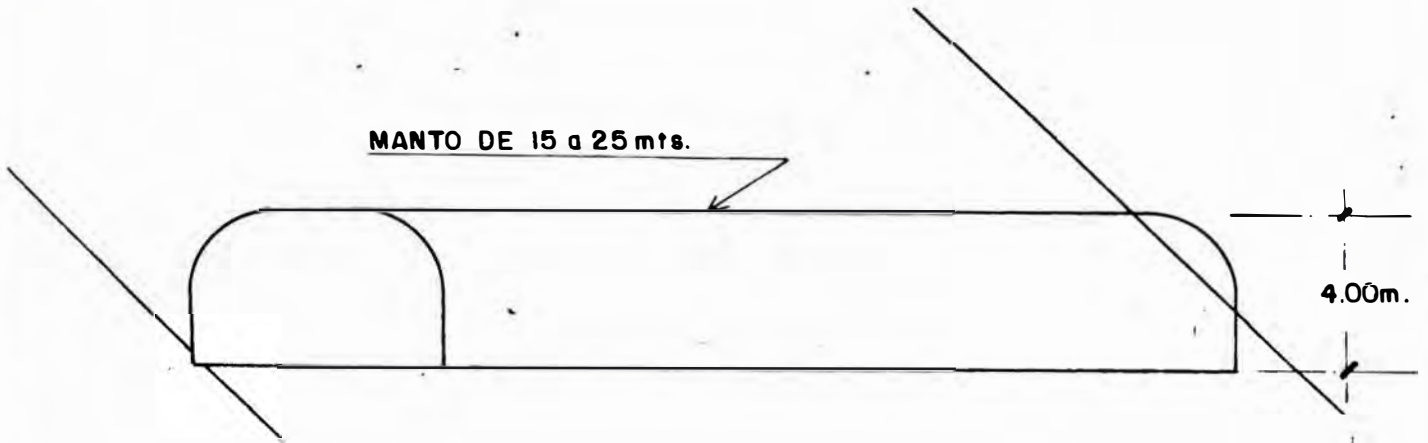
Escola:

1:50

Nº:

2

SECCION A-A'



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA.

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
CRUCERO

Dibujo:

A. Yahuana V.

Fecha:

Noviembre 90

Escala:

1 : 200

N°:

3

acceso hacia los tajeos y dan comunicación entre niveles, se hacen aproximadamente cada 500 mts.

En Cobriza existen dos tipos de estas labores; uno que anteriormente se hacía y otro que actualmente se hace a continuación se describen ambos para su comparación

a.- Diseño anterior.

Características

| | |
|-----------------------|---------|
| Radio de curvas | 14 mts. |
| Pazo | 12 mts. |
| Gradiente | 12% |
| Desarrollo en manto | 86% |
| Desarrollo en pizarra | 14% |
| Pilar | 72 mts. |

El echadero de mineral (ore - pass) y la chimenea de servicios se hacían al costado del espiral. Tal como se puede ver en el dibujo Nº 4.

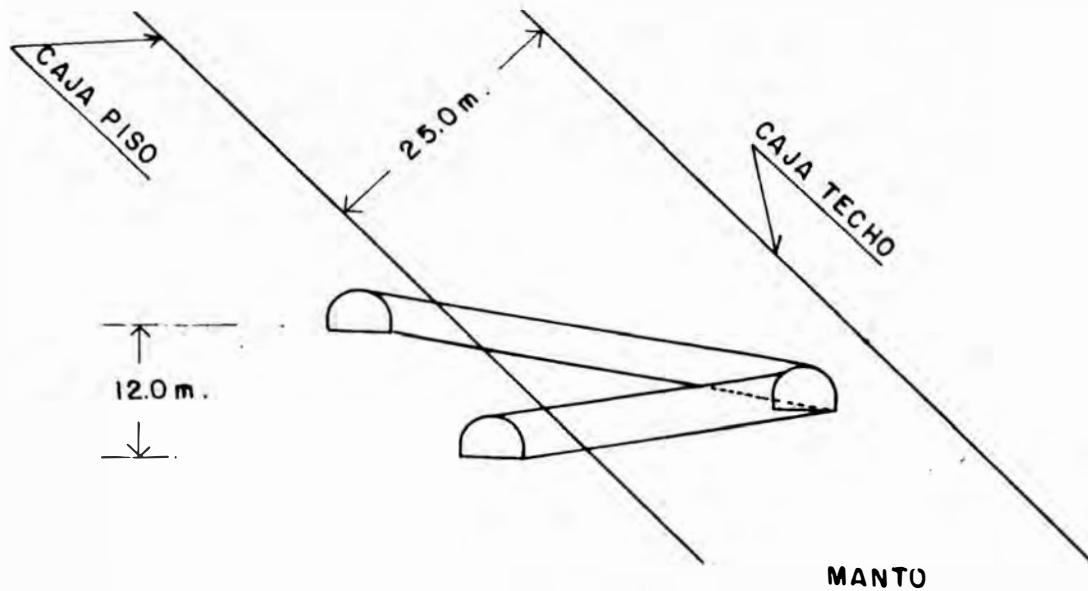
- Ventajas :

Mayor porcentaje de desarrollo sobre manto (86%).

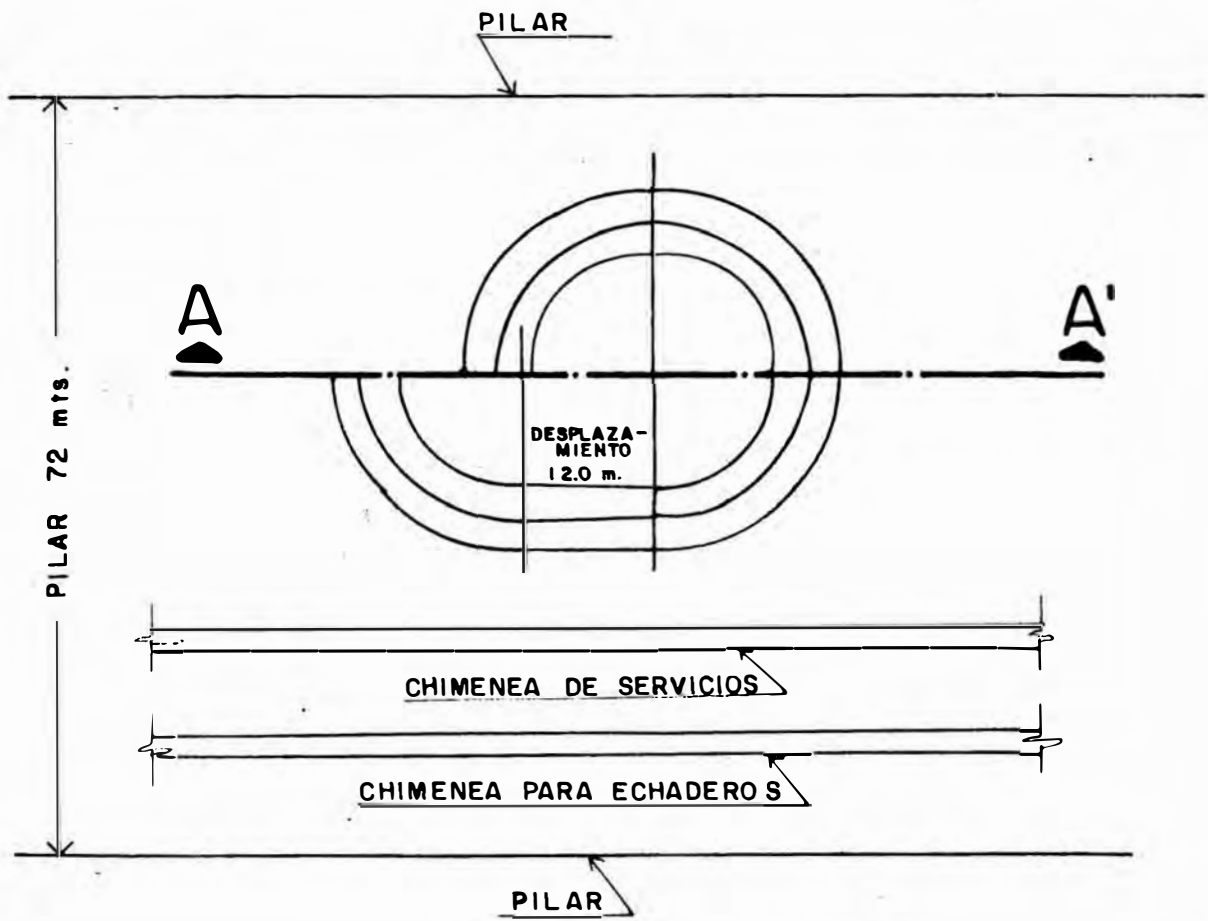
Desventajas.

Poca visibilidad debido al exceso de curvas.

Mayor riesgo de accidentes, lo cual obliga a hacer demasadas maniobras de dirección en los equipos; su desa-



SECCION A - A'



PLANTA

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
DISEÑO DE ZIG-ZAG ANTERIOR

Dibujo:

A. Yahuana V.

Fecha:

Noviembre 90

Escala:

1 : 750

N°:

4

rollo se hace dificultoso por el exceso de curvas.

El pilar de protección que deja es muy ancho (72 mts).

b.- Diseño actual

| | |
|-----------------------|---------|
| Características | |
| Radio de curvas | 14 mts. |
| Pazo | 24 mts. |
| Gradiente | 12% |
| Desarrollo en manto | 44% |
| Desarrollo en pizarra | 56% |
| Pilar | 52 mts. |

El echadero de mineral (ore - pass) se hace dentro del Zig - Zag, y la chimenea de servicios se hace generalmente al costado del Zig - Zag, como se puede ver en el dibujo Nº 5.

- Ventajas.

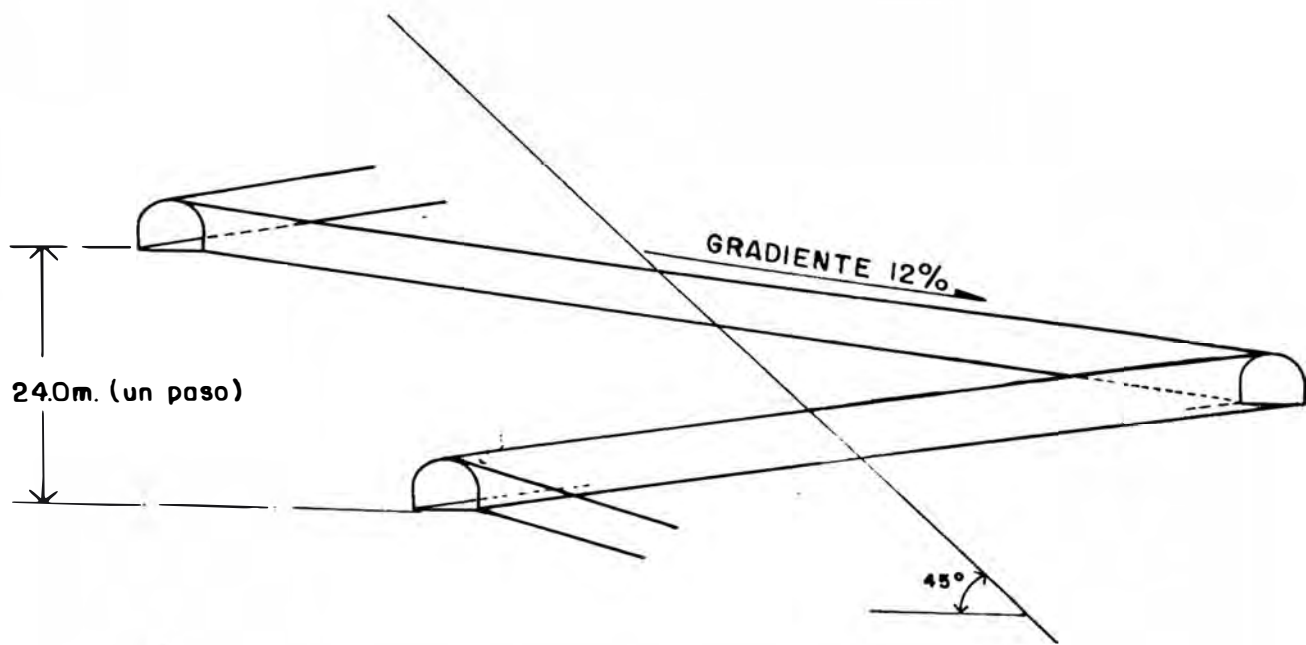
Mayor visibilidad en los tramos rectos

Menor riesgo de accidentes

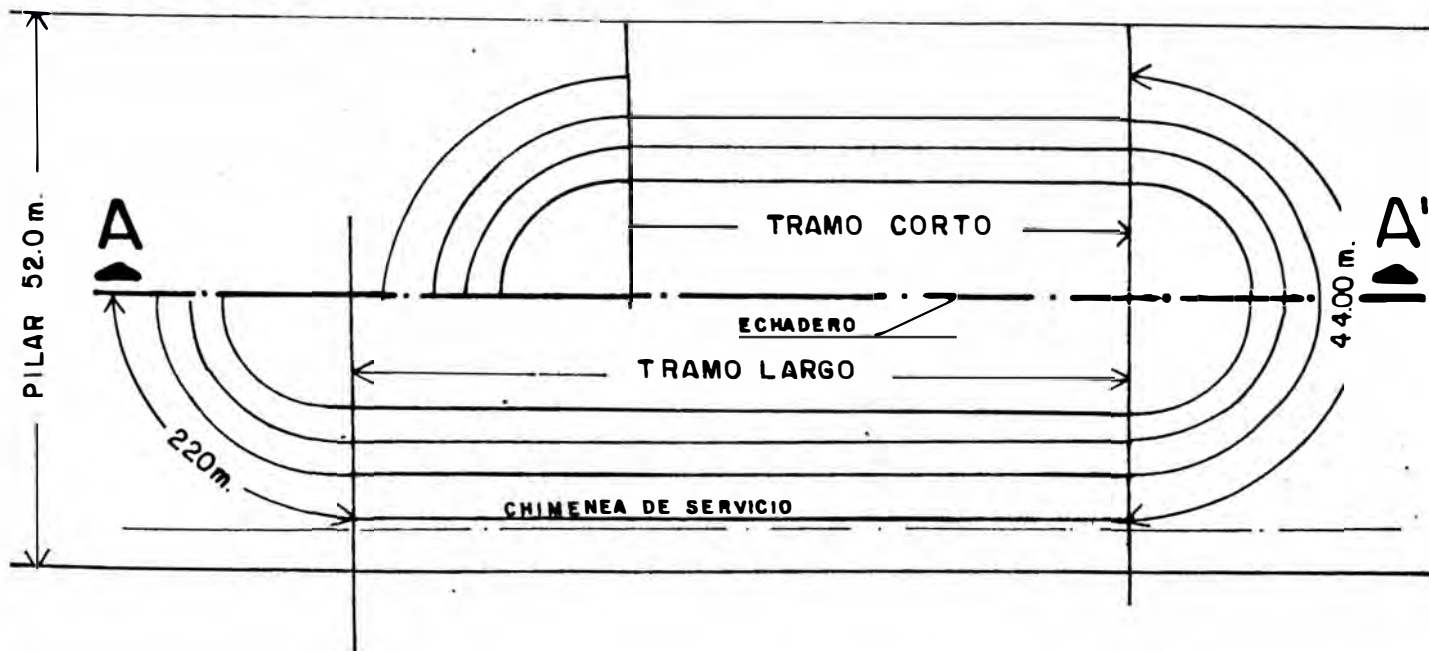
Requiere de menos maniobras en la dirección de los equipos.

Facilita su desarrollo en tramos rectos

Se consigue un pilar vertical de protección menor (52 mts).



SECCION A - A'



PLANTA

- Desventajas.

El porcentaje de desarrollo sobre manto es sólo el 44%, en algunos casos, los accesos hacia los tajeos se tienen que hacer sobre pizarras, lo cual ocasiona grandes aberturas peligrosas sobre esta roca, esto depende del grado de inclinación del ore - pass.

2.3.1.1 Consideraciones para el Diseño del Zig Zag Actual

Para el diseño de un Zig - Zag, primero debe estar perforado el ore - pass, el que nos dá el ángulo de inclinación exacto que debe tener el Zig - Zag.

El ore - pass normalmente debe perforarse dentro del manto sin que esto quiera decir que debe tener el mismo ángulo de inclinación que el manto.

El ángulo de inclinación de los ore - pass tiene un rango de variación que va desde 45% hasta 60%; pero hay que tener en cuenta que para lograr estas inclinaciones en los Zig - Zag se tiene que variar las longitudes de los tramos rectos (largo - corto), en una medida que se determina con los cálculos siguientes.

Ejemplo para una inclinación de 45° :

Para alcanzar un pazo del Zig - Zag (24 mts) a 12% primero es necesario recorrer un desarrollo de 200 mts. (desde A hasta F en la vista de planta de la figura).

Se puede ver en la misma figura que en las curvas (14 mts. de radio) si tienen longitudes constantes como :

A - B 22 mts.

C - D 44 mts.

E - F 22 mts.

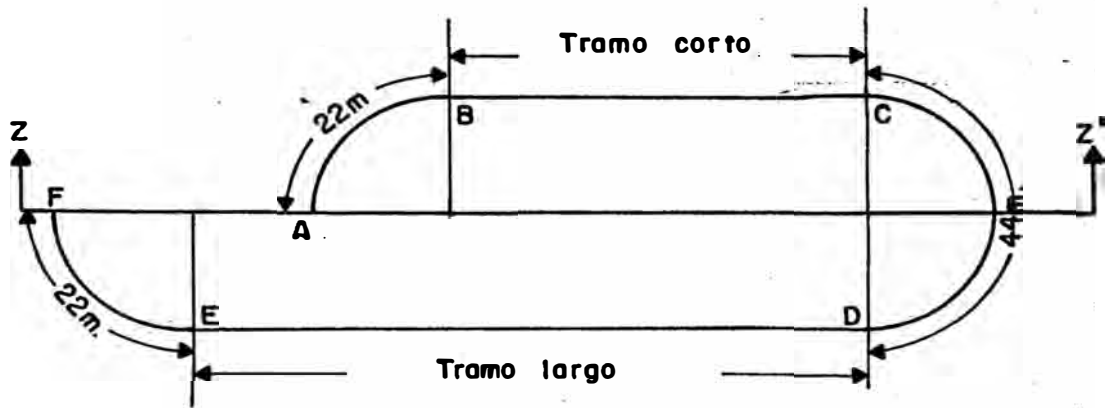
Total en curvas : 88 mts.

Hay que notar que la diferencia 200-88=112 mts. debe compartirse necesariamente entre el tramo largo y el tramo corto según los cálculos siguientes :

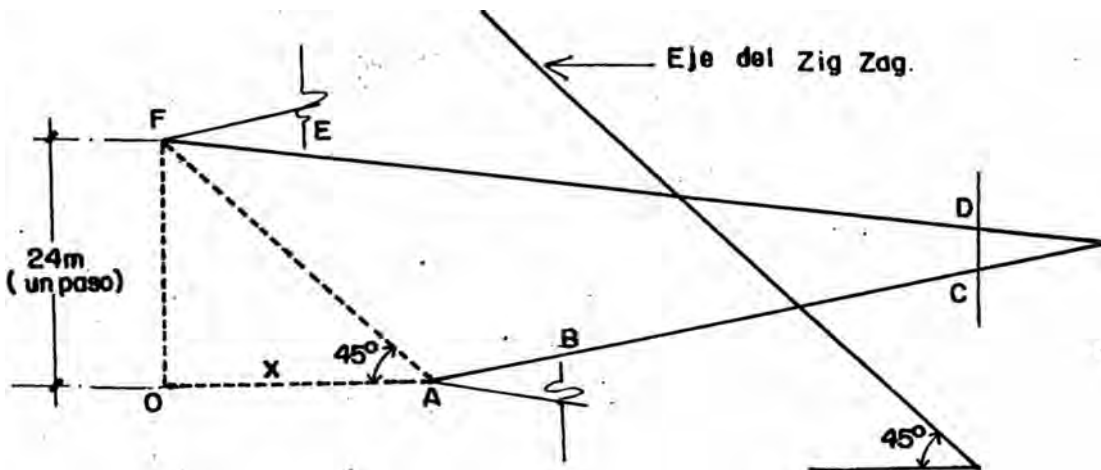
En el triángulo A ó F de la sección Z-Z', X es la diferencia de longitud entre el tramo largo (T_l) y el tramo corto (T_c).

De donde se obtiene :

$$\text{Tg } 45^\circ = \frac{24}{X}$$



PLANTA.



SECCION Z-Z'

$$X = \frac{24}{\text{Tg } 45^\circ}$$

$$X = 24$$

Entonces :

$$T1 - TC = 24 \quad \text{Ec. 1}$$

$$T1 + TC = 112 \quad \text{Ec. 2}$$

De la ecuación 1 se tiene

$$T1 = 24 + TC \quad \text{Ec. 3}$$

reemplazando la ecuación 3 en la ec. 2 :

$$24 + TC + TC = 112$$

$$2TC = 112 - 24$$

$$TC = 44 \text{ mts. y}$$

$$T1 = 68 \text{ mts.}$$

Es decir que de esta manera se calculan las longitudes de los tramos largos y cortos, para distintos ángulos de inclinación, obteniéndose valores, como muestra el cuadro siguiente :

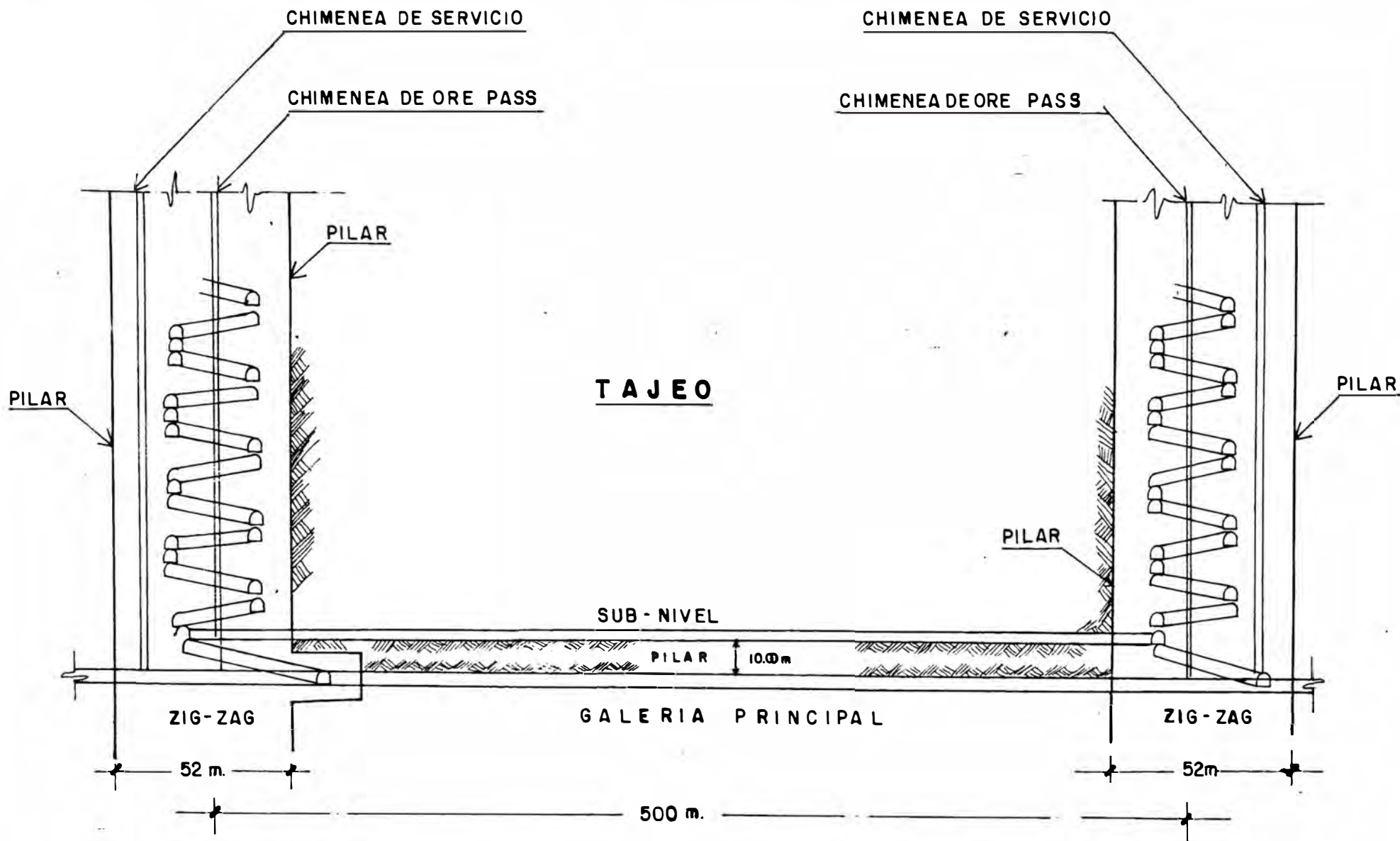
| ANGULO DE INCLINACION | LONGITUDES DE LOS TRAMOS PARA 24 MTS. DE PAZO | | ANGULO DE INCLINACION | LONGITUDES DE LOS TRAMOS PARA 24 MTS. DE PAZO | |
|-----------------------|---|-----------|-----------------------|---|-----------|
| | LARGO (m) | CORTO (m) | | LARGO (m) | CORTO (m) |
| 45° | 68.00 | 44.00 | 53° | 65.04 | 46.96 |
| 46° | 67.59 | 44.41 | 54° | 64.72 | 47.28 |
| 47° | 67.19 | 44.81 | 55° | 64.40 | 47.60 |
| 48° | 66.80 | 45.20 | 56° | 64.09 | 47.91 |
| 49° | 66.43 | 45.57 | 57° | 63.79 | 48.21 |
| 50° | 66.07 | 45.93 | 58° | 63.50 | 48.50 |
| 51° | 65.72 | 46.28 | 59° | 63.21 | 48.79 |
| 52° | 65.37 | 46.63 | 60° | 62.93 | 49.09 |

2.3.2 SUBNIVELES

Labores que son punto de partida para nuevos tajeos. Se corren paralelas a las galerías principales, y dejando un pilar de aproximadamente 10 mts. van muy cerca al contacto de la caja piso y con dimensiones de 6 x 4 mts. de ancho por altura respectivamente y tienen gradiente igual al de la galería principal sobre lo que se está corriendo. Van siempre sobre manto mineralizado. Ver figura N° 6.

2.3.3 CAMARAS PARA RATSE-BORER

Son crueros que se desquinchan para ubicar las máqui-



| | | | |
|---|---|-----------------------|-----------|
| UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA | ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA | | |
| | SUB - NIVEL : | | |
| Dibujo : A. Yahuana V. | Fecha : Noviembre 90 | Escala : 1 : 2,000 | N° : 6 |

nas Raise Borer, que deben adecuarse a las dimensiones de estas máquinas (ver dibujo Nº 7).

Las cámaras pueden hacerse tanto en pizarra como en man_ to, según sean para perforar chimeneas de servicio o e- chaderos (ore-pass), respectivamente.

Tienen gradiente negativa hacia la galería principal en el rango de 2 a 3%. Tienen dimensiones mínimas :

- Ancho 8 mts.
- Alto 5.5 mts.
- Largo 12 mts.

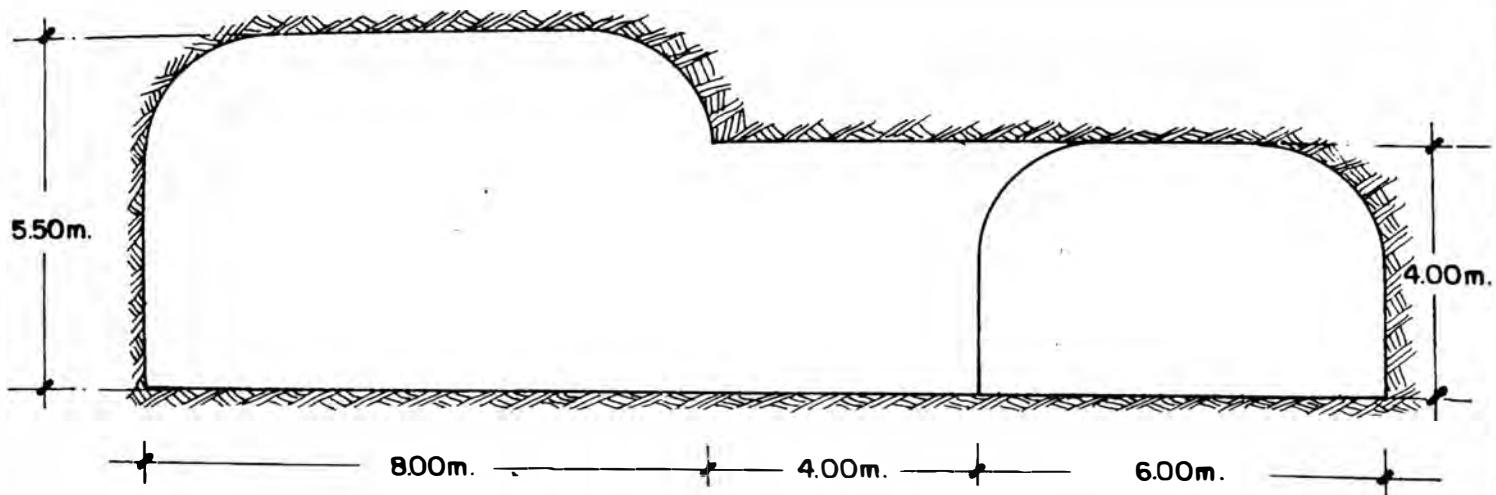
2.4 LABORES DE PREPARACION

2.4.1 NUEVOS ACCESOS

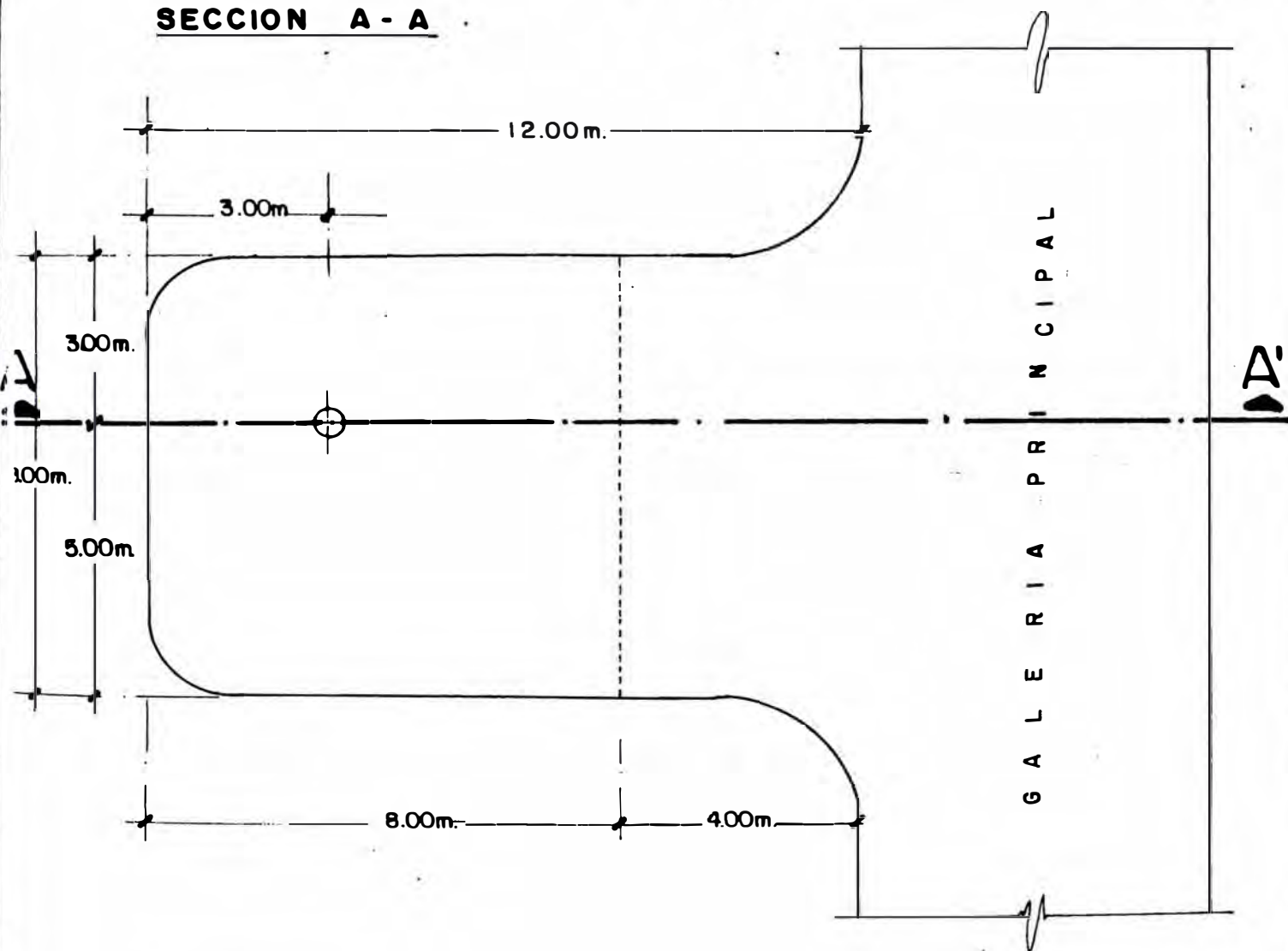
Son las labores de accesos de los echaderos (ore pass) hacia los tajeos; y que pasan por los Zig - Zags, se abren cada 12 mts. de diferencia del nivel.

Son horizontales hasta pasar la línea imaginaria del pilar; a partir de donde inicialmente tienen gradiente negativa, hacia los tajeos, a medida del avance de los tajeos, esta gradiente se va haciendo positiva hasta quedar completamente tapado este acceso. Entonces es el momento en que se debe hacer un nuevo acceso superior.

Tienen dimensiones de 6 x 4 mts. de ancho por altura



SECCION A - A



PLANTA

respectivamente. Ver dibujo N° 8.

2.5 LABORES DE OPERACION

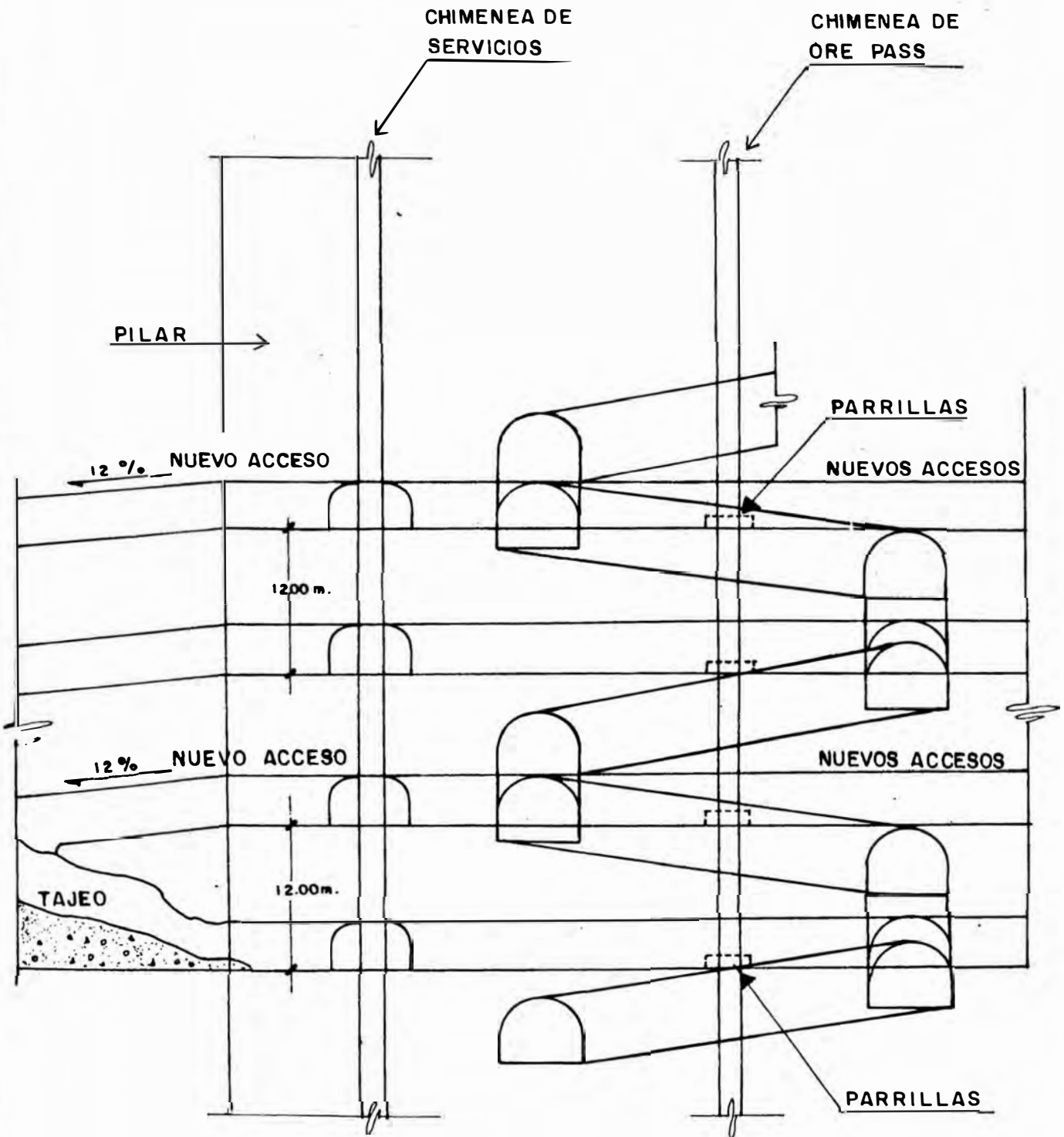
2.5.1 CHIMENEAS

En Cobrizà hay tres tipos de estas chimeneas que son : Echaderos (ore - pass), de servicios, y de Ventilación y Relleno, son echas con las máquinas Raise Borer (Robbins), son de 4 a 7 pies de diámetro.

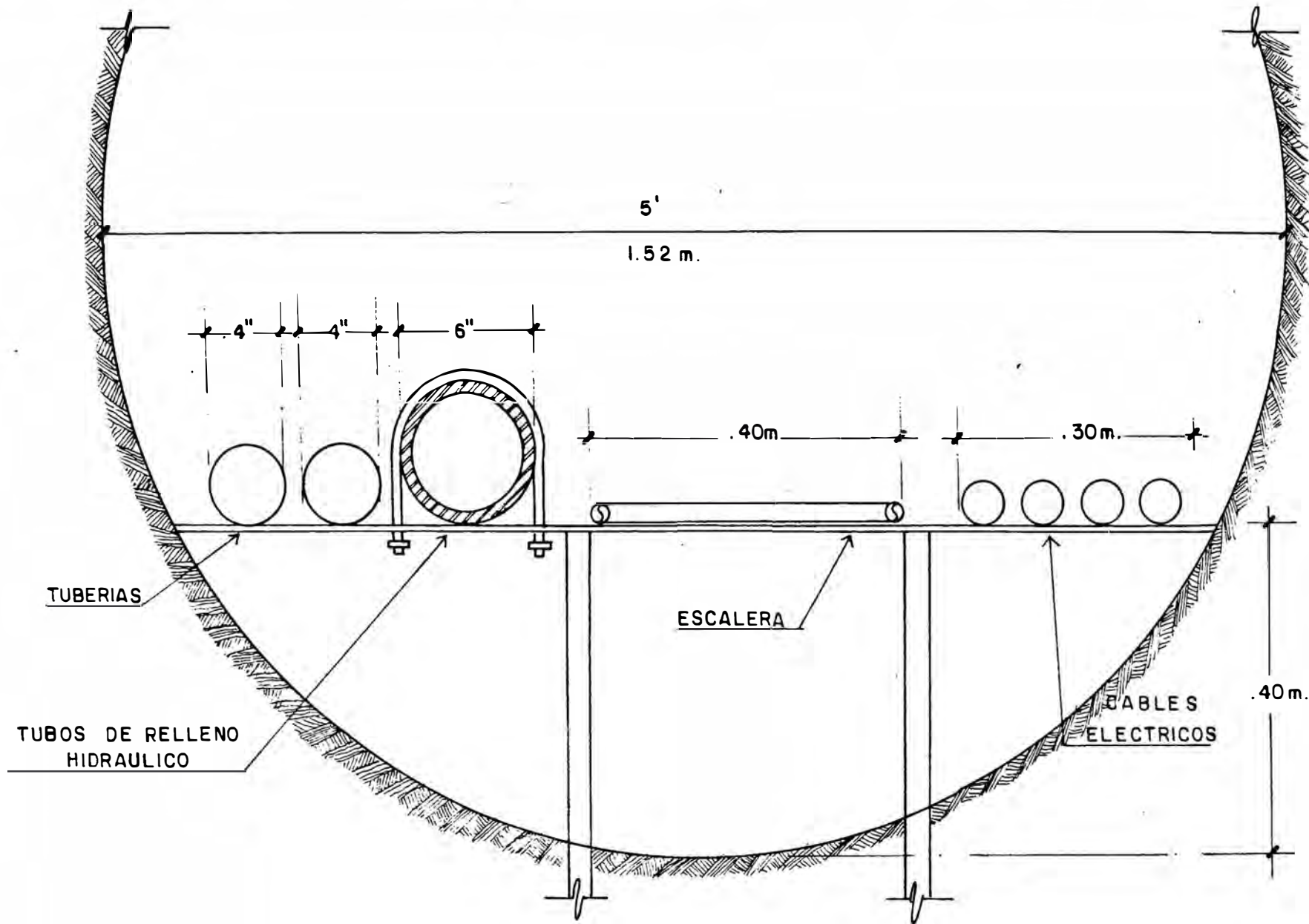
Hay que tener presente que las chimeneas para echaderos siempre se hacen dentro del manto mineralizado y nunca tienen un ángulo menor que 45°.

Las chimeneas de servicio se hacen en manto y/o pizarra y su ángulo de inclinación puede ser menor que 45° y las chimeneas de ventilación y relleno se hacen con las mismas características que las primeras pero con la diferencia que son de menor longitud.

Las chimeneas echaderos y la de ventilación y relleno no llevan ninguna instalación adicional; en cambio la de servicios lleva, escaleras, tubería de agua y aire y de relleno hidráulico, además de cables eléctricos distribuidos según el dibujo N° 9.



CORTE LONGITUDINAL



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
CHIMENEA DE SERVICIOS

Dibujo:
A. Yahuana Y.

Fecha:
Noviembre 90

Escala:
1:75

N° 9

2.5.2 ACCESOS A CHIMENEAS DE SERVICIO

Estos accesos se hacen a partir de los accesos a los tajeos, con una sección de 6 x 4 mts. de ancho por alto respectivamente, y se corren hasta cortar la chimenea, tanto en el piso como en el techo. Ver dibujo N° 10.

2.5.3 ECHADEROS (PARRILLAS)

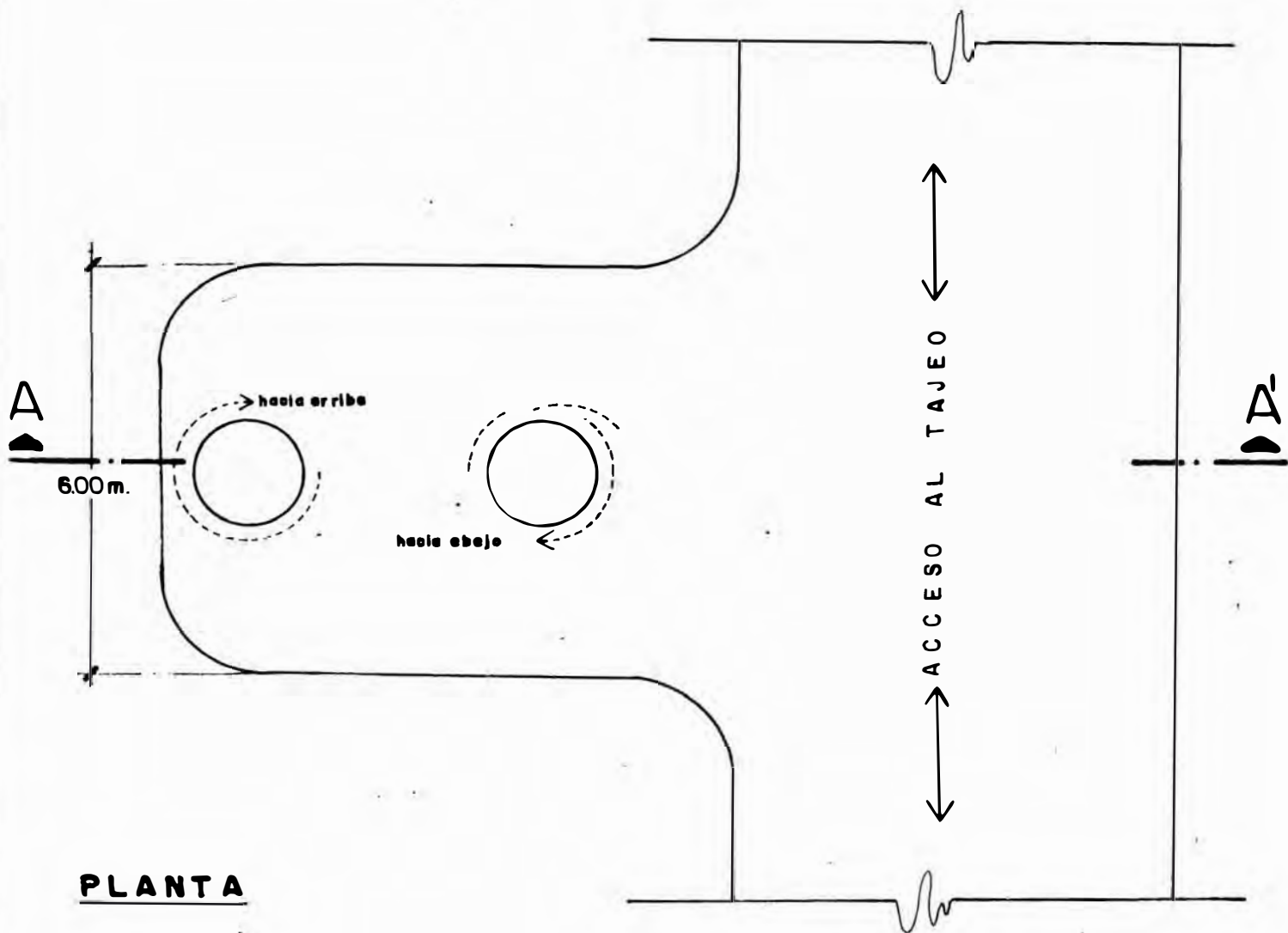
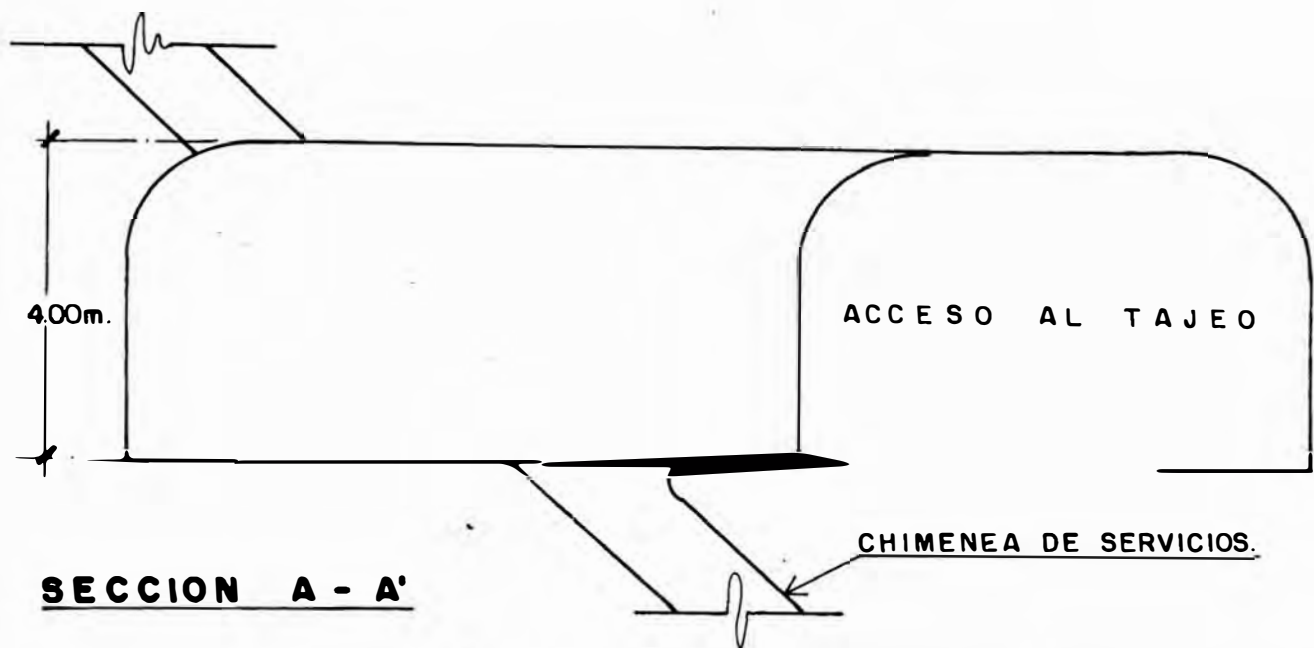
Están ubicados en los accesos a los tajeos, para su construcción es necesario ampliar esta zona a 9.5 x 6 mts. de ancho por altura respectivamente, para facilitar la descarga del mineral de los scooptrams y el tránsito de los demás equipos.

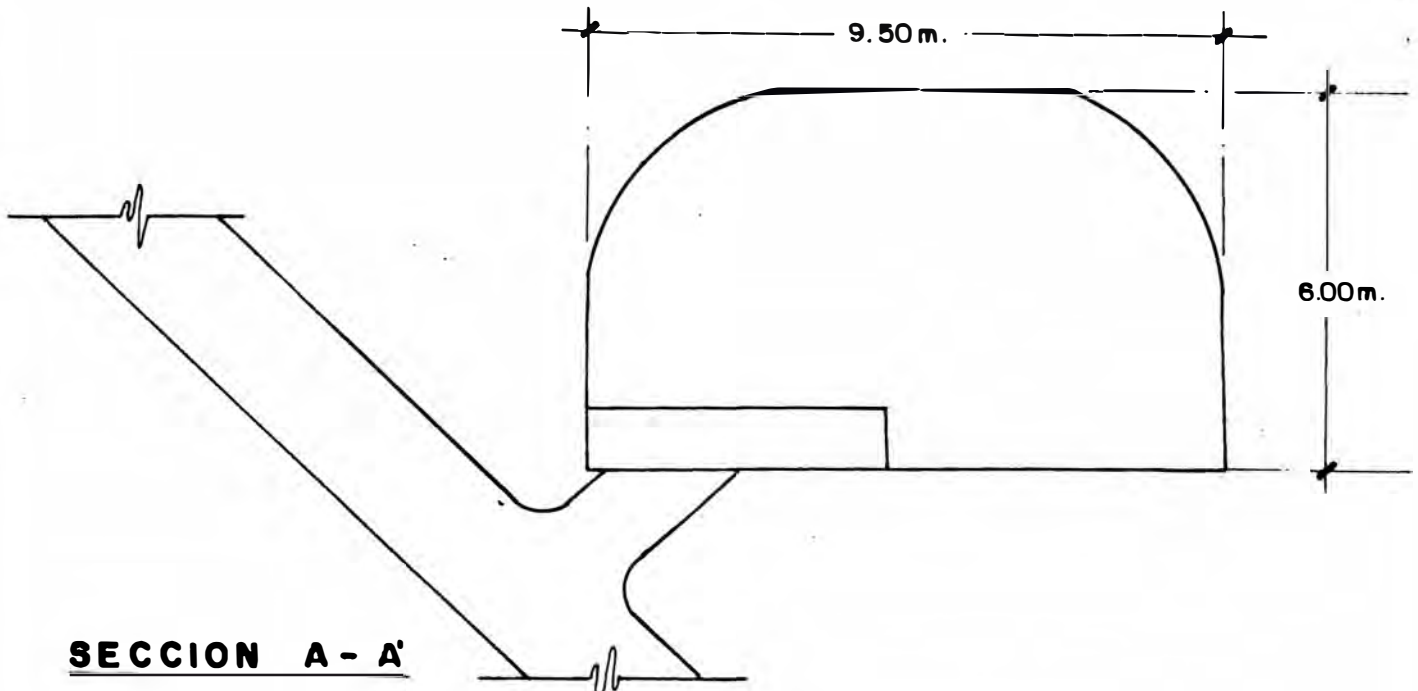
Las medidas están adecuadas a las dimensiones de los scooptrams que es el equipo que más va a transitar por este lugar. Dibujo adjunto. El echadero o parrilla es de 4.40 x 3.80 mts. de largo por ancho respectivamente, con vigas separadas con una luz de 46 cms. que es el diámetro máximo de los bancos de mineral que pasan por allí hacia los chutes, como se observa en el dibujo N° 11.

2.6 LABORES DE EXTRACCION

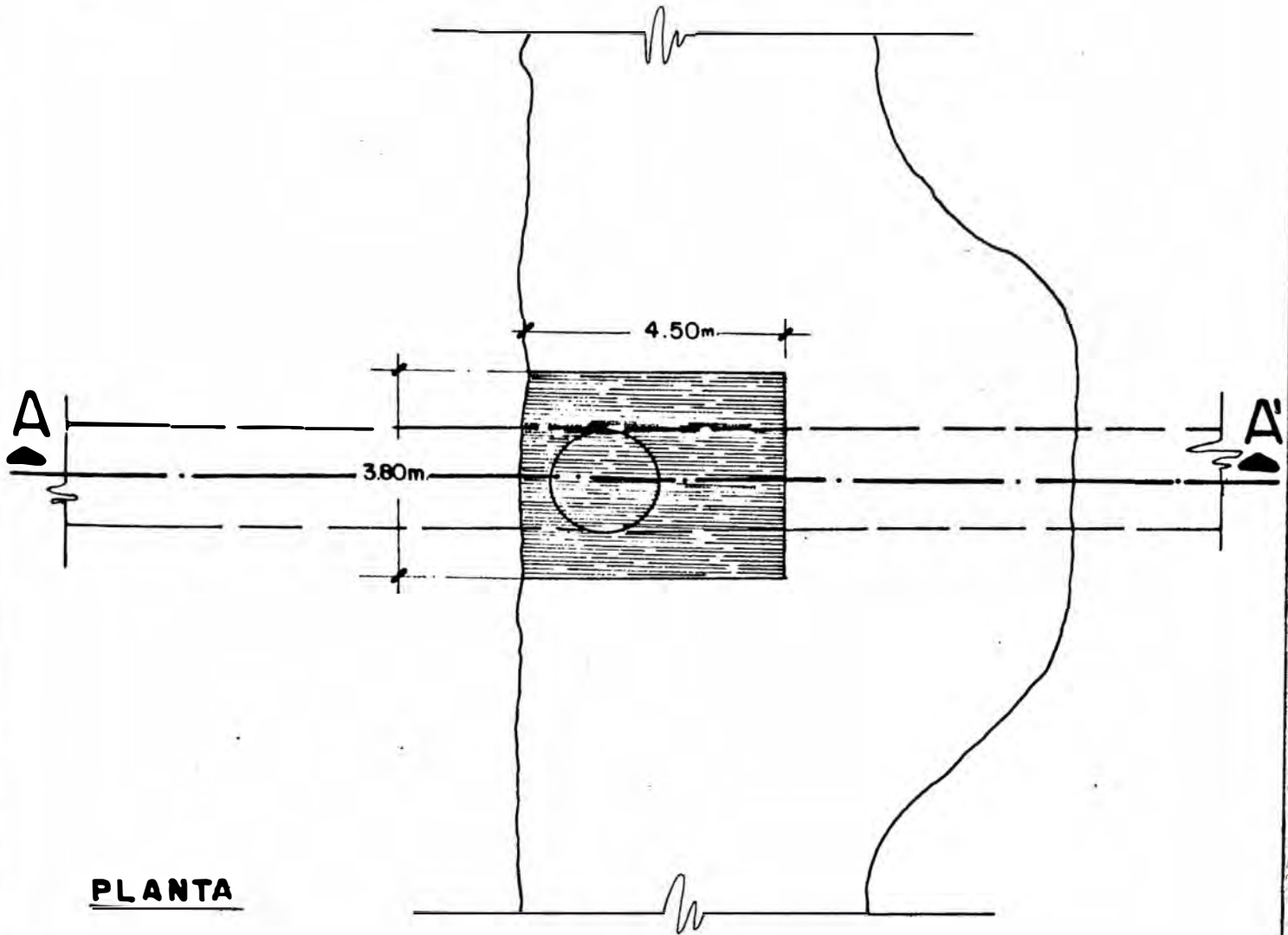
2.6.1 TAJEOS

Son labores de las que se extrae el mineral. Tienen co





SECCION A - A'



PLANTA

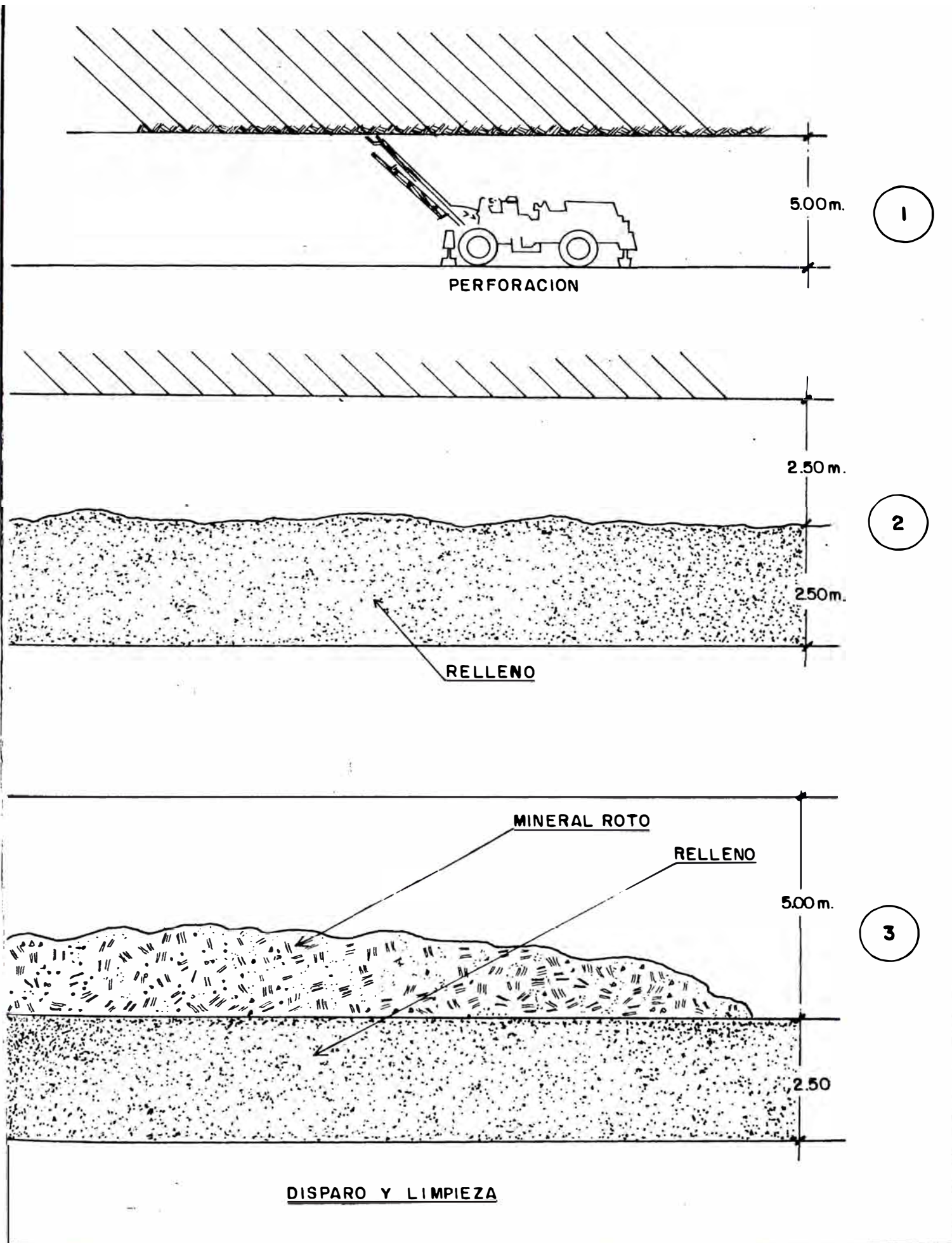
mo medidas promedios de 15 a 20 metros de ancho por 200 a 400 mts. de largo. Para que la extracción de mineral sea eficiente debe cumplirse con un ciclo de minado que es : Perforación, Relleno, Disparo y Limpieza.

Para empezar la perforación del techo, el tajeo deberá tener 5 mts. de altura (de piso a techo), que es la altura a la que el Jumbo Hidráulico trabaja bien.

Luego de terminada la perforación se procede a rellenar los tajeos (relleno hidráulico o convencional) hasta dejar una sola altura de 2.5 mts. altura a lo que trabajan bien los equipos de carguío de taladros.

Posteriormente se dispara para luego proceder a la limpieza de mineral.

En cada porte que se dispara se arranca \pm 2.5 mts. de mineral, quedando de esta manera nuevamente los 5 mts. que se necesitan para la perforación. Ver dibujo N^o 12.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
CICLO DE MINADO

Dibujo:

A. Yekuno V.

Fecha:

Noviembre 90

Escala:

1:100

Nº:

12

CAPITULO III

EQUIPO MINERO

3.1 SELECCION DE EQUIPO TRACKLESS

3.1.1 CONSIDERACIONES GENERALES

Cuando se habla del uso de máquinas pesada en minería "Trackless", como cargadores (LHD) o carga - transporte - descarga en castellano; camiones de bajo perfil, Jumbos, desquinchadores de roca y otros; crea automáticamente la necesidad de optimizar su empleo y rendimientos; para justificar la alta inversión que estos equipos representan.

El sistema "Trackless" elimina la necesidad del acarreo sobre rieles en la galería de extracción permitiendo a los equipos colocarse en la posición más conveniente fuera de los confines de la zona de explotación o tajeo; aumenta la productividad y disminuye el costo de explotación por la flexibilidad que ofrecen puede ser puesto en operación rápidamente.

· Hay que considerar que al seleccionar el equipo más apropiado debemos dar prioridad a escoger la máquina

más grande que pueda usarse en la mina.

Mencionamos 2 factores para tomar esta decisión :

- 1.- Tamaño de las galerías.
- 2.- Número de equipo requerido.

Después es escoger un equipo de bajo perfil para mayor estabilidad y uso en galerías de altura mínima.

El ancho del equipo es importante; y si es necesario la cuchara debe ser más ancho que el ancho a través de las ruedas, permitiendo que la cuchara corte un paso a través del material disparado.

Por lo general las galerías deben ser entre 1.80 a 2.0 metros más anchos y 1.50 metros y más altos que el ancho y el alto total del equipo que se seleccione. Estas dimensiones son necesarias para que el equipo "Trakless" tenga suficiente maniobrabilidad.

Los camiones a ser usados deben tener tracción en las cuatro ruedas y deben acarrear fácil y económicamente hasta 4 ó 5 veces más el transporte económico de un LHD correspondiente.

El tamaño del camión depende de la dimensión transversal de la galería y del tamaño del LHD usado para cargarlo.

El conjunto ideal LHD - camión es aquél en que el LHD

pueda cargar el camión en dos o tres paladas · acarreos más distantes del radio económico de transporte LHD y camiones son más prácticos usando carros mineros sobre rieles.

En Cobriza, solamente por la mayor capacidad de transporte, se justifica el uso de locomotoras con vagones en el nivel principal de extracción (NV. 28).

Un sistema típico sin rieles como Cobriza incluye además :

- Perforación mecanizada, tanto en galerías, rampas, chimeneas y en tajeos, uso de Jumbos hidráulicos.
Carguío y acarreo de nivel.
- Carguío de explosivos mecanizados.
Sostenimiento mecanizado. Uso de camiones para shotcreate.
- Relleno mecanizado. Uso de tractores - Cartepillar.
- Ventilación forzada.
Equipo de servicio (camiones para transporte de personal y materiales, desquinchadores, colocado de pernos de anclaje, mantenimiento de vías, etc.).

La introducción del equipo pesado : crea, la necesidad de dar un adecuado y previo entrenamiento a los operadores, personal de mantenimiento y supervisores con lo que se busca obtener el máximo rendimiento del equipo, alta disponibilidad mecánica, física, bajo costo de ope_

ración y sobre todo seguridad : para tal efecto en Cobriza contamos con un departamento exclusivo que se encarga de los antes mencionado; que es el departamento de capacitación.

3.1.2 FACTORES QUE INFLUYEN EN EL DISEÑO DE LAS MINAS Y LOS EFECTOS EN LAS MAQUINARIAS.

Un factor principal considerado en el diseño de la mina es la producción requerida por día y por turno, lo más práctico es usar el equipo de mayor capacidad que pueda lograrse.

Cuando no hay restricciones en cuanto a dimensiones es relativamente simple determinar la productividad media del equipo para cada turno.

Pero cuando hay restricciones en cuanto a tamaños y dimensiones, el cálculo se complica un poco debido al aumento de equipos necesario para lograr la producción estimada. A esto se suma las condiciones de trabajo fuera de lo común que puedan tener un efecto negativo al operar el equipo.

El total del equipo requerido se puede determinar realizando un simple cálculo.

$$\frac{\text{Producción de la mina por turno}}{\text{Producción del equipo por turno}} = \text{Número de equipo necesario por turno.}$$

El número de equipo de repuesto necesario por cada grupo de equipo en operación es bastante controversial, tomando como base dos turnos diarios, la forma más práctica de determinar el número de equipo de repuesto requerido es asumir que se necesitará un equipo por cada 3 equipos en operación.

En Cobriza tenemos 5 LHD operando; el número de repuesto que tenemos es

$$\frac{5}{3} = 1.67 = 2 \text{ equipos de repuesto}$$

En trabajos de tres turnos podemos considerar un equipo de repuesto por cada dos en operación.

Este mismo criterio "repuesto en relación a radio de operación", puede ser aplicado a los equipos en la categoría de equipos primarios o principales.

Es absolutamente necesario tener el número de equipo de repuesto disponible.

En el diseño de una mina es influenciado en gran medida por el tamaño de las galerías que pueden ser abiertos y en muchas ocasiones estos tamaños determinan la selección del equipo, a veces limitando la dimensión óptima de ésta.

Las características de los caminos o vías de acceso y producción influyen directamente en el rendimiento del equipo pesado. Una superficie áspera y dispareja reduce la velocidad del equipo y como consecuencia reduce la productividad de ésta; el impacto en los equipos debido a malos caminos, precipita las fallas mecánicas y estructurales en los equipos, lo cual hace que aumente el costo de mantenimiento.

En Cobriza para mantenimiento de carreteras y accesos disponemos de 4 motoniveladoras, 3 tractores de llantas y 1 compactador.

- Factores que afectan el rendimiento de los motores Diesel

Como sabemos la altura produce un efecto marcado en los motores diesel. A medida que la altura aumenta, la densidad del aire disminuye, reduciendo consecuentemente la cantidad de oxígeno necesario para la oxidación del combustible necesario para producir la cantidad requerida de caballos de fuerza.

La solución obvia a este problema relacionado con la altitud es turboalimentar el motor, o también es usar un motor más grande y reducir la cantidad normal de combustible suministrado. En Cobriza no se dan estos casos.

Un problema menos notorio es el desgaste y vejez del motor, este problema se soluciona; estableciendo un buen plan de mantenimiento para mantener los motores al más alto nivel de eficiencia.

Un problema menos común es aquel de ventilación inadecuada.

3.1.3 FACTORES DE VENTILACION, CONDICIONES AMBIENTALES Y VOLUMEN DE AIRE REQUERIDO.

Una buena ventilación es necesario para eliminar los gases de escape que se presentan en las minas. El primer paso es el proceso de purificación mediante el uso de purificadores de gases instalados en el equipo; este proceso reduce la concentración de monóxido de carbono y óxidos de nitrógeno.

Los gases de escape diesel son generalmente tratados con purificador de gases. Se mencionan - el depurador catalítico, el oxy - catalítico (de gránulos) y el Maller (PX).

En Cobriza considerando que todo el equipo pesado usado para las operaciones en la mina es Diesel; se les ha equipado con filtros "scrubber" y se ha instalado un sistema de ventilación que cumple con los parámetros señalados en el Reglamento de Seguridad y Bienestar Minera, tal como se verá más adelante.

Varias condiciones ambientales tales como alta temperatura, exceso de agua, humedad alta causan problemas de operación.

Las altas temperaturas se controlan aumentando la venti

lación, (en algunos casos; el aire usado para ventilación, puede ser enfriado mediante procesos de refrigeración).

La alta humedad afecta principalmente al operador, reduciendo su eficiencia; se puede controlar aumentando la ventilación o instalando aire acondicionado en las cabinas de los operadores.

En el volumen de aire requerido, hay factores que influyen directamente que son

- 1.- Forma de presentarse la formación mineralizada (Vetas, mantos, cuerpos de mineral, etc)
- 2.- Grado de intensificación en el método de minado.
- 3.- Grado de Mecanización (uso de equipo diesel).
- 4.- Toxicidad relativa de polvo producido.

Para determinar las necesidades de ventilación se debe tener presente :

- a.- Número de personas que trabajan.
- b.- Número de labores (tajeos, galerías, chimeneas, etc.) en operación y su ubicación.
- c.- Equipo diesel en operación.
- d.- Operaciones auxiliares de minería (trituradoras;

rompedoras de roca, tolvas de carguío, garage, talleres, etc.) entre otros.

Los requerimientos de ventilación varían grandemente según los diferentes métodos de explotación.

Las consideraciones anteriores nos llevan a la necesidad de establecer la purificación de los gases y por lo tanto del ambiente mediante la difusión de los gases y demás contaminantes en el volumen adecuado de aire de ventilación necesario de cada caso.

3.1.4 CONSIDERACIONES PARA LA SELECCION DE UN EQUIPO DE BAJO PERFIL.

Es necesario considerar los siguientes factores :

- 1.- Ubicación del yacimiento; en el cual se considera la altitud es decir la altura sobre el nivel del mar, al cual van a trabajar los equipos y el clima (medio ambiente donde van a trabajar, temperatura, etc.).
- 2.- Las características del yacimiento; su tamaño, forma y dimensiones del depósito, potencia, rumbo y buzamiento.

Las características del material o ser movido peso específico del material insitu y roto, su

competencia del material, factor de esponjamiento, grado de alteración, etc.

3.- Reservas de mineral con sus respectivas leyes, permiten determinar :

Capacidad de la planta concentradora.

Tiempo total de operación.

- Tiempo requerido de operación y número de guardias necesarias por horas, días, meses o años.
- Producción requerida (por hora diaria, mensual o anual).

4.- Método de explotación, con el avance de la tecnología no existe casi limitación, para la aplicación de equipo de bajo perfil en casi todos los métodos de explotación conocidos.

3.1.5 SELECCION DEL TAMAÑO DEL EQUIPO Y RENDIMIENTO POR HORA

a.- Para trabajos en mina . se toma en consideración :

Ancho de veta

Peso específico del mineral roto, grado de fragmentación.

Competencia del terreno

Tipo de sostenimiento, tipo de relleno

- Capacidad de la planta

- Tipo de ventilación a usarse

b.- Para trabajos en galerías.- consideramos

- Dimensión de la sección de la galería.
- Longitud de la galería.
- Gradiente de la galería.
- Velocidad de desarrollo requerida.
- Peso específico del material roto.
- Sistema de ventilación.

c.- Dimensionamiento del equipo

Podemos tomar los siguientes aspectos principales.

- Tamaño : dependiendo de las aberturas, pre-existentes, nivel de producción deseado.
- Claros entre el equipo, el techo y las paredes de las galerías principales considerando los servicios en las labores principales (agua, cables eléctricos, aire, etc.) una regla práctica es tomar claros de 2 metros hacia las paredes y de 1.50 a 2 metros al techo.
- Dimensiones.- Hay que considerar que deben ser bien calculadas, teniendo en cuenta el factor económico que significa una sobre excavación. Se debe de llevar un estricto con-

trol en el diseño de los radios de curvatura, no sólo teniendo presente el equipo de transporte y acarreo, sino también en el de la perforación mecanizada.

- Ubicación.- Se toma como factor fundamental la altitud y la pérdida de potencia de los motores diesel debido a dicho factor.
- Ventilación.- Factor determinante es el costo de ventilación que muchas veces influye en la aplicación o no del sistema sin rieles.

3.1.6 SELECCION POR CARACTERISTICAS TECNICAS DE LOS EQUIPOS.

Para tal efecto se puede elaborar cuadros comparativos de diferentes marcas, en el cual se consideran dimensiones, capacidad de carga, potencia de motores, transmisiones, frenos, ejes, etc.

Tener presente el avance tecnológico desarrollado la experiencia en el mercado, asistencia técnica y de servicio del distribuidor etc.

3.1.7 SELECCION POR COSTO DE PROPIEDAD - OPERACION HORA.

Es una de la mejor forma de comparar equipos de diferentes marcas, ya que se trata de conseguir el menor costo, considerando una larga vida del equipo con el menor

gasto.

3.1.8 SELECCION DEL EQUIPO EN BASE A SU PERFORMANCE

Un indicador representativo para medir la performance de un equipo es la productividad. Como sabemos la eficiencia de un equipo significa alto rendimiento, alta disponibilidad mecánica y una alta utilización - hombre - equipo el cual representa en una alta eficiencia a un costo muy bajo.

3.1. 9 FACTORES ECONOMICOS EN LA SELECCION DEL EQUIPO

Consideramos los siguientes factores :

1.- Costo por tonelada por hora; que son resultados de:

- Precio de compra.
Financiamiento del equipo.
- Eficiencia del equipo para hacer el trabajo
Calidad y durabilidad del equipo
Vida técnica esperada.
- Disponibilidad
Costo de mantenimiento y reparación
Precio de repuestos
- Disponibilidad de repuestos
Calidad de servicio y mantenimiento de la mina.
Entrenamiento de servicio y mantenimiento mecánico de la mina.

- Calidad de los mecánicos de los representantes locales.

Calidad del taller en la mina

Eficiencia del operador : El representante local o fábrica tiene la responsabilidad de dar entrenamiento de operación a sus operadores en la mina.

- 2.- Precio : Precio de competencia, es un factor importante, así como el costo por tonelada producido.
- 3.- La clase de trabajo por la cual el equipo va a ser usado y especificaciones para los equipos disponibles, por el distribuidor o fabricante.
- 4.- Disponibilidad.
- 5.- Financiamiento : si los fabricantes o distribuidor dan financiamiento atractivo.
- 6.- Servicio de Mantenimiento del proveedor
- 7.- Una buena garantía de fábrica por escrito. Es importante que el comprador estudie la garantía por escrito y discuta con el proveedor todas las cláusulas legales.
- 8.- Observar la calidad de la representación local; si tienen infraestructura, reputación para servirlos, buen departamento de servicio, stock de repuestos de emergencia.

9.- Repuestos, calidad de la organización de repuestos del representante y fabricante, disponibilidad y tamaño del stock de repuestos.

Rapidez con la cual el fabricante puede entregar partes de emergencia.

10.- Facilidad de operación; comodidad, seguridad humos limpios en el escape.

3.1.10 OTROS FACTORES DE APOYO PARA LA SELECCION DE EQUIPO.

Consideramos la standarización, en el cual repercute principalmente en lo que a logística se refiere, mantenimiento, capacitación del personal, tanto para operación como para mantenimiento y principalmente en una menor inversión en stock de repuestos.

3.1.11 EFECTOS DE UNA MALA SELECCION DE EQUIPO

Consideramos entre otros

Sobredimensionamiento, en tamaño del equipo el cual repercute en una sobreexcavación, con el consiguiente incremento de costos en desarrollos y en preparaciones.

Alto consumo de combustible, debido al exceso de caballaje de los motores.

Alto costo de ventilación, por el mismo motivo.

Baja disponibilidad mecánica del equipo debido a falta de servicio, escasez de repuestos en el mercado, deterioro prematuro del equipo, por mala operación, falta de entrenamiento a operadores y mecánicos. Todos estos factores inciden en una considerable disminución de la producción y una elevada alza en los costos.

- Descontento general por el sistema empleado.

3.2 DISPONIBILIDAD DEL EQUIPO

Los equipos mecánicos que se usan actualmente en Cobriza han logrado la flexibilidad que tienen principalmente debido al dominio actual en la transferencia hidráulica de energía; de las mejoras en transmisiones y de los rediseños continuos del chasis, que mejoran el equilibrio del equipo, lo que lo hacen más complejos mecánicamente. Es por ello que debemos de evitar que un equipo de tan alta inversión y tan complejo diseño deje de operar debido a fallas mecánicas, se debe utilizar el equipo con el menor número de interrupciones posibles.

3.2.1 DISPONIBILIDAD MECANICA.

Es el índice que evalúa la eficiencia de mantenimiento. Muestra el porcentaje del tiempo programado que el equipo está disponible para ser usado, descuenta el tiempo por reparación y mantenimiento.

3.2.2 DISPONIBILIDAD FISICA

Indica la disponibilidad operacional total y considera el tiempo total perdido por cualquier razón.

3.2.3 UTILIZACION EFECTIVA

Indica con que eficiencia se trabaja el equipo disponible.

3.2.4 APROVECHAMIENTO

Porcentaje de horas trabajadas del total de horas programadas.

3.2.5 FORMULAS PARA EL CALCULO DE DISPONIBILIDAD MECANICA Y UTILIZACION DE EQUIPO MINA.

En Cobriza utilizamos lo siguiente :

$$D.M = \frac{HP - (MP + RME) \times 100}{HP}$$

$$DE = \frac{HP - (MP + RME + DO + OD) \times 100}{HP}$$

$$UE = \frac{HP - (MP + RME + DO + OD + DF) \times 100}{HP}$$

$$UM = \frac{HP - (MP + RME + DO + OD + DF) \times 100}{HP - (MP + RME)}$$

Donde

DM = Disponibilidad Mecánica

DE = Disponibilidad de Equipo

UE = Utilización Efectiva

UM = Utilización Mina

HP = Horas Programadas

MP = Mantenimiento Preventivo

RME = Reparac. Mecánica - Eléctrica

DO = Demoras Operativas

OD = Otras Demoras

DF = Disponibilidad Física

En el cual :

- a. Horas Programadas; (HP) : Son las horas totales del equipo requerido en las operaciones durante un período determinado, está en función a los planes de producción y al número de guardias normales de trabajo que opera el equipo.

HP = Días calendarias de trabajo/mes x N° de guardias/día x 8 horas/guardia + horas extras (*).

(*) Horas extras = Total de horas extras previstas para cumplir con la producción.

- b. Mantenimiento Preventivo (MP) : Horas empleadas en realizar el mantenimiento programado de acuerdo a las especificaciones del equipo y sus componentes.
- c. Reparaciones Mecánicas Eléctricas (RME) : Horas empleadas en realizar el mantenimiento correctivo (No programado) por fallas y/o deficiencias mecánicas eléctricas del equipo. Ejemplo :
 - Cambio y/o reparación de llantas.
- d. Demoras Fijas (DF) Horas que se dejan de trabajar por :
 - Inspección del equipo por el operador.
 - Refrigerio.
 - Traslado al personal al lugar de trabajo.
- e. Demoras de Operación (DO) : Horas que se dejan de trabajar por :
 - Ausencia del operador, cambio de guardia.
 - Parada o traslado del equipo.
 - Accidentes, gases, derrumbes, etc.
- f. Otras Demoras (OD) : Horas que se dejan de trabajar por problemas que no son atribuibles al equipo ni a operaciones.
 - Falta de energía eléctrica, agua.
 - Charlas de seguridad.

- Faltá de repuestos, etc.

3.3 EQUIPO MINERO UTILIZADO

En las operaciones de Cobriza, utilizamos el siguiente equipo .

- 7 Scooptrams Wagner ST 13, diesel de 13 yardas cúbicas.
- 4 Scooptrams Wagner ST 8, diesel de 8 yardas cúbicas.
- 7 Jumbos Hidráulicos autopropulsados Atlas Copco - Boomer H 121 de dos brazos.
- 9 Camiones de bajo perfil de los cuales hay :
 - 5 Teletruck W.M. 420 de 20 toneladas de capacidad.
 - 4 Camiones Dux DT-30 de 30 toneladas de capacidad.
- 5 Cargadores Frontales Caterpillar 996 C.
- 5 Tractores con Oruga D - 7.
- 3 Tractores de LLantas Caterpillar.
- 4 Motoniveladoras Caterpillar.
- 5 Scaler Teledyne TE - 1.
- 3 Camiones cargador de anfo (Anfoloader).
- 1 Compactador Dynapac
- 5 Locomotoras Eléctricas de 36 toneladas - NYK.
- 48 Carros mineros con "descarga de fondo" de 10.3 metros cúbicos de capacidad. ("botton - dump").
- 4 Locomotoras Diesel Plymouth de 25 toneladas.
- 20 Carros mineros tipo Gramby de 5.5 yardas cúbicos de capacidad.

- 4 Camiones Volvo N 1020 de servicio.
- 2 Camiones de servicio de lubricantes..
- 1 Camión Dodge para shotcrete.
- 2 Camiones elevador canasta.
- 2 Impactadores.

3.4 DESCRIPCION DEL EQUIPO TRACKLESS

3.4.1 EQUIPO DE PERFORACION

Se emplean Jumbos hidráulicos (marca Atlas Copco) H-121-000, con brazos BUT 10 BMH y perforadoras hidráulicas COP 1038 HD. de dos brazos accionados por corriente eléctrica con motor diesel para su desplazamiento.

Es autopropulsado y posee un sistema de paralelismo y retorno de perforación automáticos, se utilizan barrenos de diámetro 1 1/4" con brocas de botones y en cruz de diámetro, de dos pulgadas.

Características Técnicas

Marca Atlas Copco

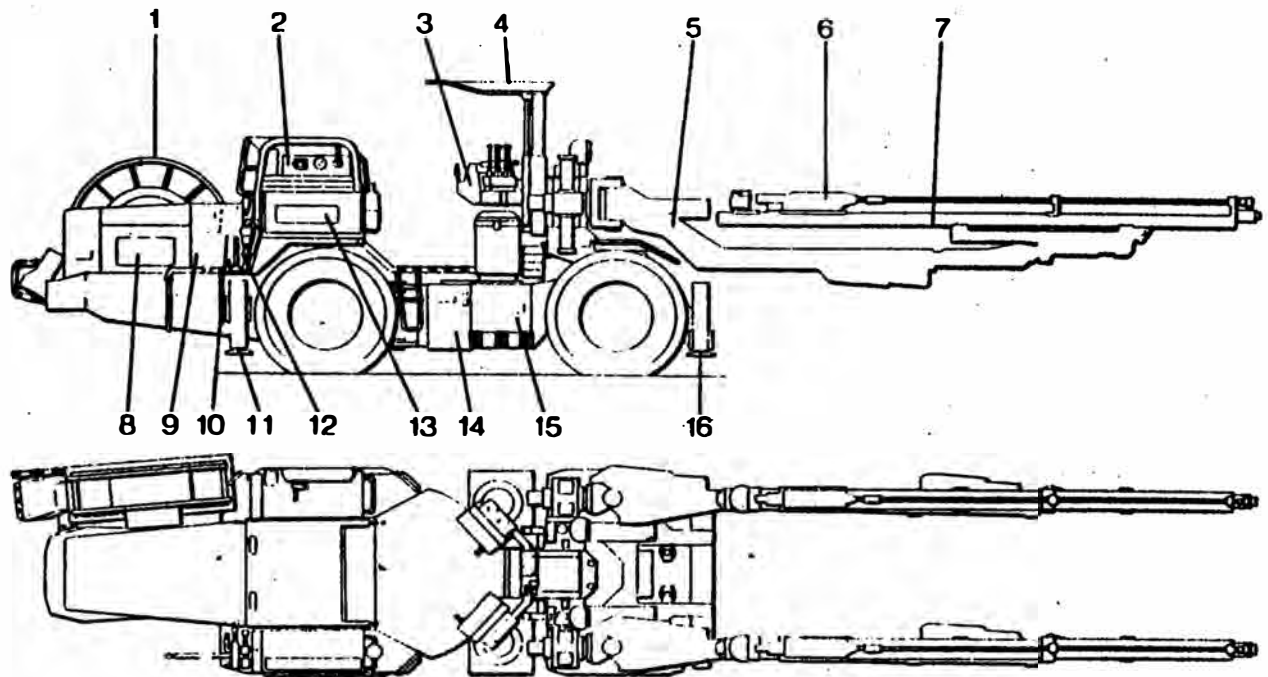
Modelo Boomer H 121-000

Vehículo de perforación BVB 52 H

Motor - Tipo Volvo D 508, diesel de inyección directa con 6 cilindros refrigerados por agua.

Marcha rápido en vacío 2600 ± 25 rev/min.

Marcha lenta en vacío 800 + 25 rev/min.



- | | | |
|---|---|---|
| 1. Carrete para el cable | 6. Perforadora hidráulica COP 1038HD | 12. Bomba de llenado del aceite hidráulico |
| 2. Armario eléctrico (armario A) y panel de control del carrete para el cable | 7. Avance BMH | 13. Compresor |
| 3. Paneles de control del equipo de perforación | 8. Motor diesel | 14. Depósito del aceite hidráulico |
| 4. Techo de protección | 9. Depósito separador para el aceite hidráulico | 15. Fuente de alimentación |
| 5. Brazo hidráulico BUT 10 | 10. Depósito de combustible | 16. Gato de apoyo de la parte de los brazos |
| | 11. Gato de apoyo de la parte del motor | |

Fig. 1. Boomer H121

GENERALIDADES (fig. 1)

El Boomer H121 es un carro de perforación, con articulación central y de accionamiento por motor diesel, para la perforación mecanizada de túneles y de galerías con sección transversal de hasta 40 m². Otros campos de aplicación en minería y en obras públicas son: el empernado de techos, el emboquillado para galerías transversales y los trabajos de excavación en cavernas de roca. El vehículo de este carro, BVB 52H, está construido sobre el volquete Volvo BM, equipado con un motor diesel Volvo de 85 kW (115 hp). A petición especial, se puede montar en el motor diesel un equipo purificador del escape.

El carro está provisto de dos brazos hidráulicos semipesados, de tipo BUT 10 o de tipo Tunmec R315. Entre los dos brazos hidráulicos se puede montar una plataforma telescópica HL 75 para efectuar trabajos de carga, saneado y servicios.

Los brazos hidráulicos llevan avances hidráulicos BMH 360 ó BMH 440 (también BMH 480 en el Tunmec R315). Sobre los avances están montadas perforadoras COP 1038HD de accionamiento hidráulico.

La versión estándar del Boomer H121 está equipada con una armazón protectora sobre el puesto del conductor y con un techo de protección, verticalmente regulable, sobre el puesto del perforador. Existe otra versión, Boomer H121S, que dispone de una cabina silenciosa para el operario, que contiene a la vez los puestos del conductor y del perforador.

ACTERISTICAS

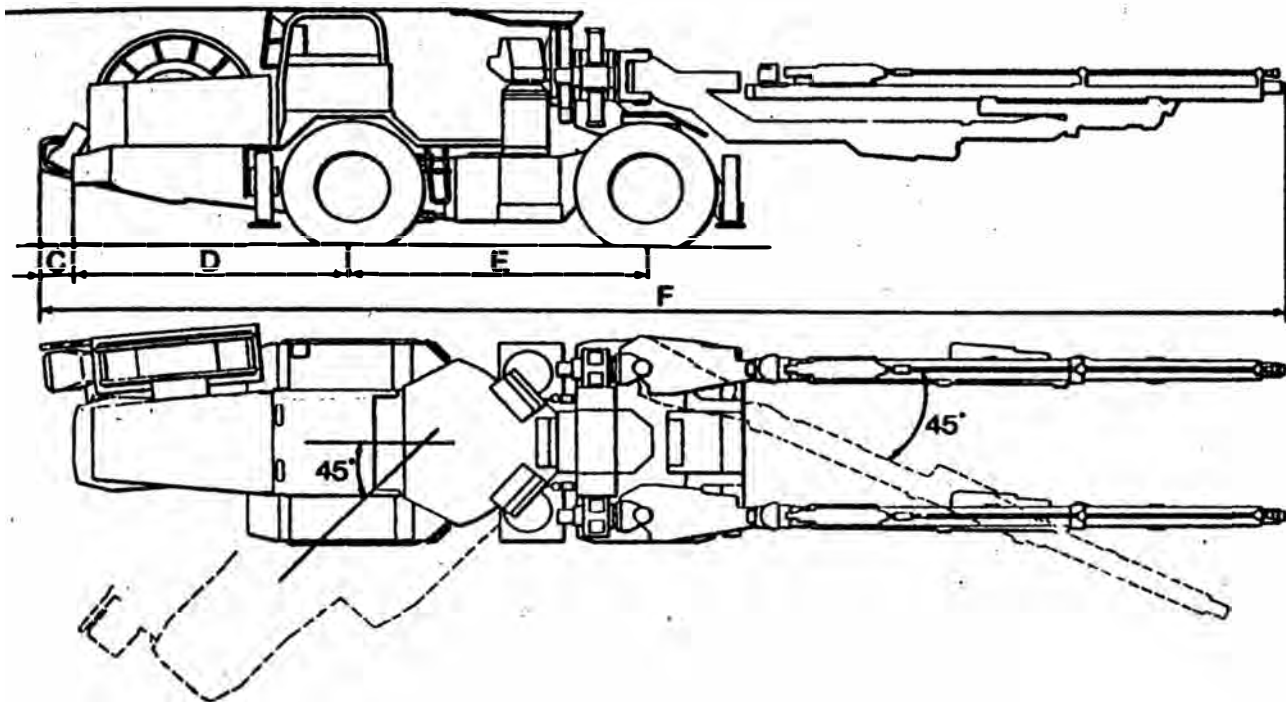
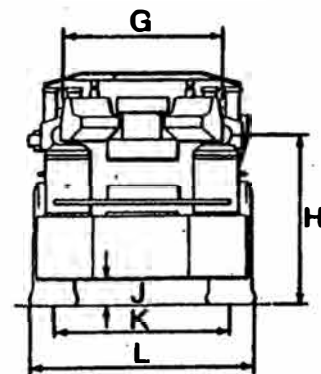


Fig. 2. Croquis dimensional. Las dimensiones G y H son, respectivamente, la distancia entre centros y la altura del centro, para el brazo hidráulico BUT 10.

Dimensiones, Boomer H121 (fig. 2)

| | A | B | C | D | E | F |
|------|------|------|------|------|------|---------|
| mm. | 800 | 2530 | 350 | 2750 | 3000 | 11800*) |
| pulg | 23,6 | 99,5 | 13,8 | 108 | 118 | 465 |

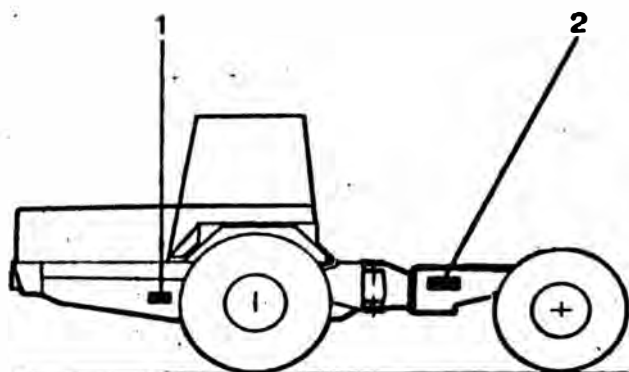
| G | H | J | K | L |
|------|------|------|------|------|
| 1600 | 1850 | 300 | 1800 | 2500 |
| 63 | 73 | 11,8 | 70,8 | 98,5 |



*) con avance BMH 360; con el avance BMH 440, la longitud es de 12500 mm (492 pulg)

1. Placa indicadora de la parte del motor
2. Placa indicadora de la parte de los brazos

Fig. 3. Situación de las placas indicadoras del vehículo



Pesos, kg (lbs)

| | Boomer H121 | Boomer H121S |
|--|-----------------|-----------------|
| Peso, carro completo . . . | 20,000 (44,100) | 20,800 (46,000) |
| Vehículo completo sin los brazos | 15,600 (34,000) | 16,400 (36,100) |
| Peso por eje: | | |
| – parte del motor | 7,800 (17,200) | 8,800 (19,100) |
| – parte de los brazos | 12,200 (26,900) | 12,200 (26,900) |

Designación de los tipos

En toda la correspondencia que se refiera al carro de perforación, cuando se solicitan piezas de repuesto, etc., hay que indicar el tipo y el número de fabricación del correspondiente componente de la máquina: vehículo, brazo hidráulico, avance, etc. En la figura 3 se muestra la situación de las placas indicadoras del vehículo.

Dimensiones para el transporte, m (pies)

| | Boomer H121 | Boomer H121S |
|--|--------------------|--------------------|
| Longitud total, aprox. . . | 11,8 (39) | 11,8 (39) |
| Anchura | 2,2 (7,2) | 2,2 (7,2) |
| Anchura, en posición . . . | 2,9 (9,5) | 2,9 (9,5) |
| Altura | 2,53 (8,3) | 3,1 (10,2) |
| Dimensiones mín. de la galería, anchura x altura | 3,2x2,8 (10,5x9,2) | 3,2x3,3(10,5x10,8) |
| Angulo de giro | 45° | 45° |
| Radio de giro, exterior/interior | 6,0/2,5 (19,7x8,2) | 6,0/2,5 (19,7x8,2) |
| Basculación en el pivote | 8° | 6° |
| Altura libre sobre el suelo | 0,3 (1) | 0,3 (1) |

Vehículo BVB 52H

Motor

| | |
|--|--|
| Tipo | Volvo D 50B, diesel de inyección directa, con seis cilindros refrigerados por agua |
| Diámetro de los cilindros | 95,25 mm (3,75 pulg) |
| Cilindrada | 5,13 l (31,5 pulg ³) |
| Compresión | 17:1 |
| Presión del aceite lubricante | 3–5 bares (300–500 kPa; 40–70 lbs/pulg ²) |
| – en ralentí lento, mín. | 0,5 bares (50 kPa; 7 lbs/pulg ²) |
| Colocación de las válvulas | en cabeza |
| Sistema de combustible | tipo Bosch |
| Orden de inyección | 1–5–3–6–2–4 |
| Ajuste de la bomba | 25° antes del PMS |
| Juego de las válvulas, motor caliente o frío | |
| – válvula de admisión | 0,40 mm (0,015 pulg) |
| – válvula de escape | 0,45 mm (0,017 pulg) |
| Marcha rápida en vacío | 2600 ± 50 rev/min |
| Marcha lenta en vacío | 800 ± 25 rev/min |

Caja de cambio de la transmisión (Volvo BM)

| | |
|---|---|
| Tipo | caja de cambio hidromecánica con convertidor de par |
| Relación de transmisión | 1:129 |
| Número de marchas, adelante/atrás | 4/4 |
| Convertidor de par | "Twin Disc" MS 270 |
| Propulsión en las cuatro ruedas | con las marchas reducidas |
| Enclaves de diferencial | en ambos ejes propulsores |

Prestaciones

| | |
|---|---------------------------|
| Potencia estándar a 2400 rev/min, | |
| – SAE | 85 kW (115 hp) |
| – DIN | 74 kW (100 hp) |
| Potencia con purificador de escape, | |
| – SAE | 66 kW (90 hp) |
| – DIN | 59 kW (80 hp) |
| Fuerza de tracción, aprox. | 100 kN (aprox. 10.000 kp) |
| Max. velocidad, adelante y atrás. | 15 km/h (9,5 millas/hora) |
| Capacidad de subida de pendientes | 1:5 (20%) |

Sistema eléctrico

| | |
|--|-------------|
| Tensión | 24 V |
| Conexión a masa | negativa |
| Baterías | dos de 12 V |
| – capacidad | 152 Ah |
| Alternador | 25 A 1750 W |
| Motor de arranque (Bosch ID) | 3 kW (4 hp) |
| Faros de marcha, delanteros y traseros | 4 + 2 |
| Proyector | 1 |
| Iluminación de trabajo, lámparas de halógeno | 2 de 200 W |

Sistema de dirección

| | |
|--|---|
| Designación de la válvula de dirección | Orbitrol OSP A 800 |
| Presión de funcionamiento del sistema hidráulico | 140 bares (14 MPa; 2000 lbs/pulg ²) |

Sistema de frenos

| | |
|--|--|
| Tipo de frenos | de disco (4), con doble circuito y de tipo invertido, mecánicos y de aire comprimido |
| Sistema de frenos | freno de pie, freno de emergencia, freno mecánico de mano |
| Los frenos se sueltan a la presión neumática mínima de | 4,2 bares (420 kPa; 60 lbs/pulg ²) |
| – boquilla para soltar los frenos durante el remolque | en el panel de control |

Otras características

| | |
|--|--|
| Dimensiones de los neumáticos (Good Year) | HRL 14,00–24 PR 24 |
| Presión de inflado, ruedas de la parte del motor | 3,5 bares (350 kPa; 50 lbs/pulg ²) |
| – ruedas de la parte de los brazos | 7,0 bares (700 kPa; 100 lbs/pulg ²) |
| Capacidad del compresor | 12,5 l/100 rev |
| – Presión de funcionamiento | 6,2–7 bares (620–700 kPa; 90–100 lbs/pulg ²) |

Boomer H121 y H121S

Sistema hidráulico

| | |
|---|---|
| para la dirección y para los brazos durante la maniobra (Vickers) | bomba doble de paletas |
| presión del sistema, para los brazos | 165 bares (16,5 MPa; 2400 lbs/pulg ²) |
| presión del sistema, para la dirección | 140 bares (14 MPa; 2000 lbs/pulg ²) |
| acoples del sistema hidráulico de los brazos | JIC/BSPT 37° |
| acoples de presión de los acoplamiento de los tubos | S |
| diámetro de los tubos | 3/8" - R2AT |

Consumo

| | |
|--|--|
| Consumo de las bombas (2) | De inducción, totalmente cerrados |
| Potencia eléctrica | 45 kW |
| Consumo de combustible (2) | bomba doble con caja de engranaje de distribución; 2 bombas variables de pistones axiales con una bomba doble de engranaje |
| Presión del sistema, mecanismo de distribución | 160-250 bares (15-25 MPa; 2200-3600 lbs/pulg ²) |
| Presión de rotación, máx. | 110 bares (11 MPa; 1600 lbs/pulg ²) |
| Presión del brazo, máx. | 165 bares (16,5 MPa; 2400 lbs/pulg ²) |
| Presión del avance, máx. | 120 bares (12 MPa; 1740 lbs/pulg ²) |
| Presión hacia adelante, máx. | 80 bares (8 MPa; 1150 lbs/pulg ²) |

Consumo de aire de lubricación y del agua de barrido

| | |
|---|-----------------------------------|
| Consumo de aire | Atlas Copco KE2B2 |
| Potencia del motor eléctrico | 2,2 kW |
| Presión aprox. a 1-3 bares (13 lbs/pulg ²) | 6 l/s (13 pies ³ /min) |
| Modelo de neblina | DIM 15C |
| Presión del agua de barrido | 25 mm (1 pulg) |
| Modelo del agua de barrido, con transformadoras COP 1038 HD a 6 | |
| Consumo aprox. | 1,2 l/s (16 gal imp/min) |

Consumo eléctrico

| | |
|--|---------------------------------|
| Tensión de alimentación del primario | 380-550 V |
| Potencia de los motores de las bombas a 380 V | 2 x 45 kW |
| Características del transformador (ver manual A) | |
| Tensiones posibles del primario | 380-420-440-600-550 V |
| Tensiones del secundario: | |
| Alimentación, funcionamiento | 24 V - 2 x 500 VA |
| Alimentación, pines B | 3 x 22,2 V - 800 VA |
| Alimentación de baterías | 32 V - 240 VA y 15,2 V - 150 VA |
| Alimentación eléctrica apropiada para el motor | 4 x 70 mm ² |
| Alimentación del carrito para el motor | 125 m |
| Alimentación eléctrica apropiada para el motor | 4 x 50 mm ² |
| Alimentación del carrito para el motor | 160 m |

Consumo de combustible, litros (gal imp)

| | |
|---|-----------|
| Consumo de combustible y transmisión | |
| Consumo de combustible | 110 (240) |
| Consumo de aceite en el motor, incluyendo el filtro | 17 (3,7) |
| Consumo hidráulico | 22 (4,8) |
| Consumo para cambiar el aceite | 18 (4,0) |
| Consumo para el cambio de engranaje final | |
| Consumo de baterías | 88 (19,4) |
| Consumo de refrigeración | 88 (19,4) |
| Consumo de refrigeración | 22 (4,8) |

Sistema hidráulico

| | |
|--|------------|
| Volumen del aceite hidráulico, total aprox. | 590 (130) |
| En cada brazo hidráulico | 40 (8,8) |
| Sistema de dirección | 10 (2,2) |
| Sistema de los gatos (mín.) | 16 (3,5) |
| Depósito separador para el aceite hidráulico | 170 (37,5) |
| Depósito del aceite hidráulico, junto a la articulación del chasis | 310 (68) |

Cabina para el operario en el Boomer H121S

| | |
|--|--|
| Consumo de aire para la ventilación y la calefacción | 25-33 l/s (50-75 pies ³ /min) |
| Filtro del sistema de ventilación | 3 µm |
| Espesor del vidrio | 8 mm (0,32 pulg) |
| Altura de la unidad | 3100 mm (122 pulg) |

Sistema purificador del escape (a petición)

| | |
|--|-----------------------|
| Volumen total de agua | 210 l (46 gal imp) |
| Volumen del depósito de llenado | 50 l (11 gal imp) |
| Refrigeración, desde un máximo de 700° hasta | 75°C |
| Relación de mezcla del esparcidor, aire/gases del escape | 80:1 |
| Emisión de gases de nitrógeno, tras el esparcidor | 12 ppm |
| Catalizador | a petición específica |

Combinaciones de los brazos

El carro está equipado con dos brazos hidráulicos de tipo BUT 10GH, BUT 10FH o Tunmec R315H. Cada versión puede proporcionarse provista de brazo HL75 con plataforma de trabajo o sin él. Las distintas combinaciones posibles se indican con el número codificado que sigue a la designación.

| Tipo de unidad | Brazos hidráulicos, dos | Brazo central, uno | Avances |
|----------------|-------------------------|--------------------|--------------------------|
| Boomer H121/ | | | |
| H122S | | | |
| | -00 BUT 10GHH | - | BMH 360/BMH 440 |
| | -01 BUT 10GHH | HL 75 | BMH 360/BMH 440 |
| | -02 BUT 10FHH | - | BMH 360/BMH 440 |
| | -03 BUT 10FHH | HL 75 | BMH 360/BMH 440 |
| | -04 Tunmec R315H | - | BMH 360/BMH 440 /BMH 480 |
| | -05 Tunmec R315H | HL 75 | BMH 360/BMH 440 /BMH 480 |

DESATADOR RSP - H 371 ATLAS COPCO :

El desatador consta de los siguientes partes principales

1º Martillo Hidráulico Tex - 250 HS

2º Chasis PT - 100

3º Brazo Tipo Alimack 7

Martillo Hidráulico Tex - 250 HS

Presión máxima de trabajo 100 Bar (1450 PSI)
Flujo 70 l/min.
Energía por golpe 400 Joule (295 libras-pie)
Velocidad de percusión 15 Hs (900 gols/min.)
Peso 240 Kg.
Acumulador cargado a 40 Bar.

Chasis PT - 100

Motor Deutz de 6 cilindros FGL 912W.
Ejes propulsores HURTH 752
Transmisión hidráulica CLARK 1800.
Dirección hidroestática
con válvula orbital DANFOST OSPP400-LS.
Tracción 4 ruedas.
Chasis Articulado
La dirección, frenos de parqueo
y servicio, gatas son alimenta-
dos por una bomba hidráulica GESSNA 70422 RA4

Rotacion derecha, es una bomba
de flujo variable con pistones
axiales, de presión compensada.. 38 cm² máximo ángulo.
Giro 140 Bar máximo
Sistema Eléctrico 24 V.
Pesó del equipo 5 ton.

Brazo Alimack tipo 7

Tipo Telescópico con extensión.. 1.8 m.
Desplazamiento lateral
ambos lados 45º
Elevación 45º
Giro soporte de avance
ambos lados 140º
Avance 0.7 m.
Con una inclinación
en ambos sentidos 35º
Máxima elevación con brazo
extendido y avance alcanza 9.5 m.
El sistema proporcional del
brazo Y, percusión del mar-
tillo es alimentado por una
bomba HIDROMATIC VG3 de 63 cm³.. 140 Bar.

El sistema hidráulico es refrigerado por aire, que es
accionado por un motor hidráulico, en el cual es alimenu

tado por una bomba hidráulica de piñones accionada por el motor.

Este enfriador actúa sobre el aceite de retorno al tanque.

El desatado con este equipo se hace en los tajeos en forma intermitente, a medida que avanza el LHD con el mineral disparado.

3.4.2 EQUIPO DE CARGUJO Y LIMPIEZA

Se cuenta con scooptram ST - 13 marca Wagner; está equipado con tracción en las cuatro ruedas, su cuchara tiene una capacidad de 13 yardas cúbicas (10 mts cúbicos), su unidad de potencia es un motor Diesel Caterpillar de 380 HP.

La potencia de tracción se realiza a través de un convertidor de torque, una caja de 4 velocidades automática y diferencial con mandos finales en las ruedas.

Identificación del modelo :

Modelo ST - 13

1. Las letras ST - indican scooptram
2. El número 13 indica la capacidad de la cuchara en yardas cúbicas.

La unidad consiste principalmente de 2 secciones El módulo delantero (sección delantera) y el módulo trasero (sección trasera). Estas 2 secciones están unidas por medio de visagras y pasador (muñón articulado) lo que permite que estas 2 secciones giren. La sección de lantera incluye el cucharón, pluma, cilindros hidráulicos y el eje motriz delantero. La sección trasera contiene el motor, convertidor de torsión, transmisión, eje motriz trasero y la localidad del operador. La sección del cucharón se considera la parte delantera de la unidad.

Tiene orientación Bi-direccional automática y ángulo de vuelta 85° (42.5 para cada lado). Su peso aproximado es de 45,050 Kg. El equipo ha sido diseñado para cargar - transportar y descargar.

Equipo de bajo Perfil.- en Cobriza contamos con 9 camiones de bajo perfil, de los cuales tenemos 5 Teletruck W.M. 420 de 20 toneladas de capacidad y 4 camiones Dux DT - 30 de 30 toneladas de capacidad.

Estos equipos son altamente manuales, poseen 3 velocidades, que funcionan en dos direcciones, desarrollando diferentes velocidades según la gradiente de la labor. Se le utiliza en el transporte de mineral y en relleno convencional.

Tienen gran capacidad de maniobra en espacios reducidos

COOPTRAM



WAGNER MINING EQUIPMENT CO.

P. O. BOX 20307, PORTLAND, OREGON 97220

SPECIFICATIONS FOR

MODEL ST-13
4-WHEEL DRIVE SCOOPTRAM
SPECIFICATION NO. 577490

MARCH, 1980

| | | |
|-----------------------------------|---------|----------|
| (S.A.E. RATED): | LBS. | (KG) |
| Tipping Load | | |
| Light Ahead | 107,172 | (48,613) |
| Net Capacity | 39,000 | (17,690) |
| Gross Capacity | 57,958 | (26,289) |
| MAXIMUM BREAKOUT FORCE: | 63,983 | (29,022) |

| | | |
|-----------------------------------|-------------|----------------------|
| (STANDARD): | | |
| Rated, S.A.E. Rating | | |
| Hourly Heaped | 13 Cu. Yds. | (9.9M ³) |
| Hourly Dumped | 11 Cu. Yds. | (8.4M ³) |
| Traveling Time, Seconds | | 9.0 |
| Turning Time, Seconds | | 7.0 |

| | | | | |
|---------------------|-------|--------|--------|------|
| SPEEDS, LOADED: | | | | |
| FORWARD OR REVERSE | | | | |
| | 1st | 2nd | 3rd | 4th |
| Speed in MPH | 3.1 | 5.2 | 8.7 | 14.3 |
| Speed in KM/H (5.0) | (8.4) | (14.0) | (23.0) | |

EFFICIENCY: See Performance Curve

Wagner Diesel (4 Cycle) Model 3406TA
 Net Power @ 2100 RPM . . . 375 HP (380 PS)
 Schedule 24 Power Rating
 @ 1000 RPM 375 HP (380 PS)
 Net Torque @ 1300 RPM, 1084 FT-LB (150M-KG)
 Bore and Stroke . . . 5.4" x 6.5" (137 x 165 mm)
 Number of Cylinders 6
 Displacement 893 Cu. In. (14,636 CM³)
 Cooling Water
 Electrical System 24 Volts
 Ventilation . . . 55,000 CFM (1557 M³/Min.)

INVERTER:
 Two-Stage with 3:1 Stall Torque Ratio;
 Model Model C-8602

TRANSMISSION:
 Power Shift, 4 Speeds Forward and
 2 Speeds Reverse; Clark Model 8422

AXLES:
 Full Bevel Differential, Full Floating
 Rotary Wheel End Drive Front and
 Rear; Clark Model 85,750

STANDARD BRAKES:
 Service: 4-Wheel, Air Over Hydraulic,
 Disc Heavy-Duty, Size 22.75 x 1/2 (578 x 12.5)
 Parking: Spring-Applied, Air-Released,
 Driveline Disc Brake

TIRES:
 Tubeless, Super Hard Rock Lug Tread Design
 W/Underground Mine Service Compound on
 Demountable Rims.
 Tire Size, Front and Rear, 29.5 x 29, 34

STEERING:
 Articulated with Self-Aligning Thrust
 Bushing. Hydraulic Rotary Servo Control
 Bi-Directional, Automatic Orientation.
 Turning Angle - 85° (42.5° each side)
 System Pressure - 2100 PSI

HYDRAULIC SYSTEM:
 Cylinders: Double-Acting with Chrome Plated
 Rods.
 Steering Cyl. (2), Dia. 7.0" (177.8 MM)
 Hoist Cyl. (2), Dia. 9.5" (241.3 MM)
 Dump Cyl (1), Dia. 11.0" (279.4 MM)
 Pumps: Heavy-Duty Gear Type
 Dump and Hoist - 153 GPM @ 2200 RPM (579 L/Min)
 Steering - 46 GPM @ 2200 RPM (174 L/Min)
 Filter: Suction Line - 28 Micron

| | | |
|---------------------------|-----------|-------|
| TANK CAPACITY: | | |
| | U.S. GAL. | (L) |
| Fuel | 200 | (757) |
| Hydraulic Fluid | 230 | (871) |

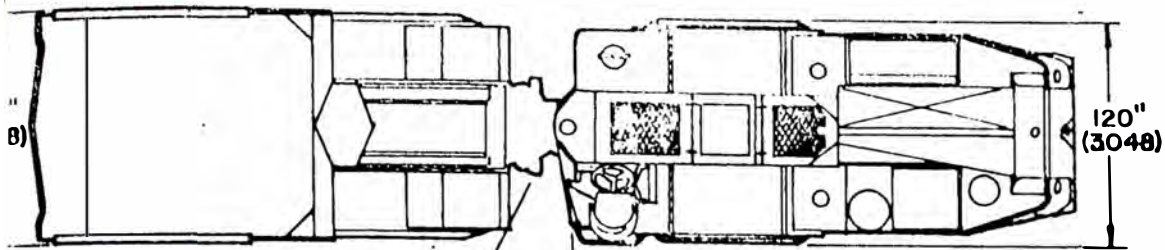
OSCILLATION:
 Rear Axle, Synthane Bushings
 Degree of Oscillation - Total 20°

EXHAUST CONDITIONER: Catalytic Purifier

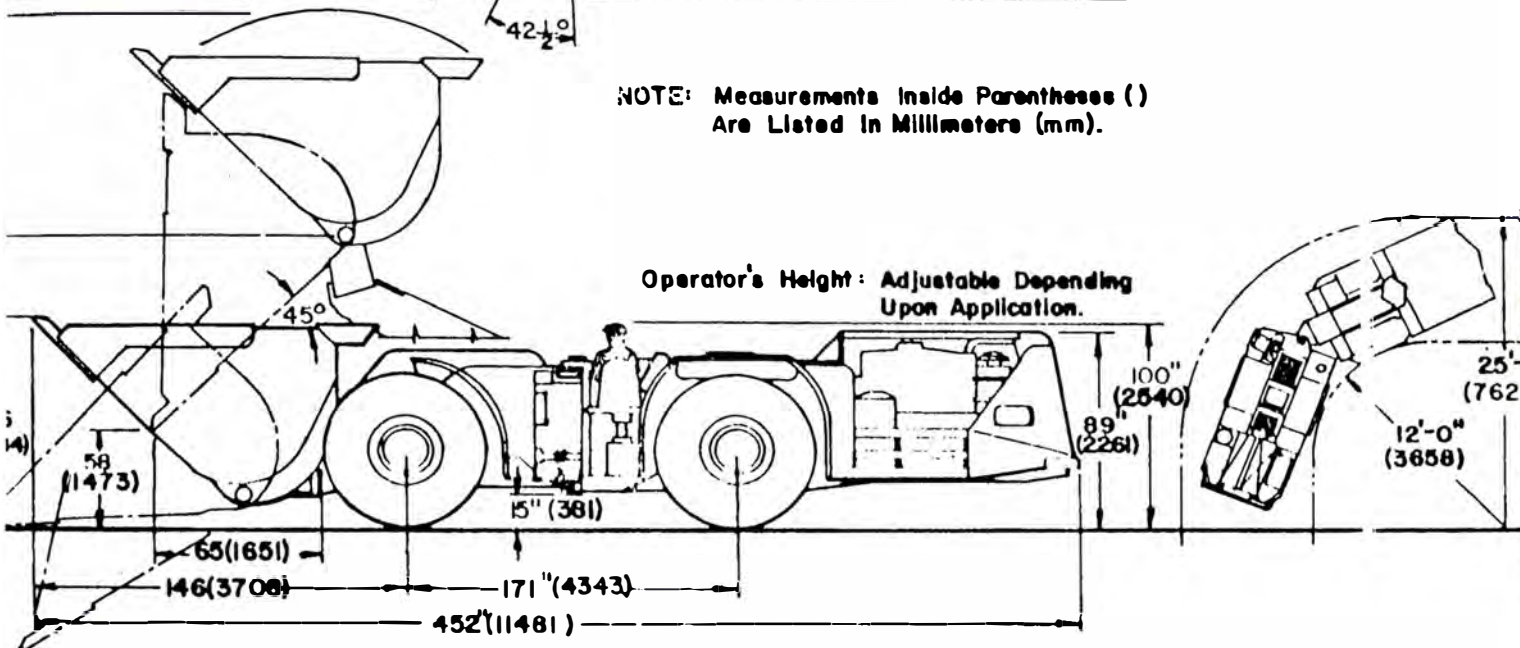
OPERATOR'S ARRANGEMENT:
 Side Seating for Bi-Directional Operation
 and Maximum Visibility.

| | | |
|-----------------------|--------|----------|
| WEIGHT (APPROXIMATE): | | |
| | LBS. | (KG) |
| Operating | 99,300 | (45,042) |

MODEL ST-13



NOTE: Measurements Inside Parentheses ()
Are Listed In Millimeters (mm).



Operator's Height: Adjustable Depending
Upon Application.

STANDARD SPECIFICATIONS:

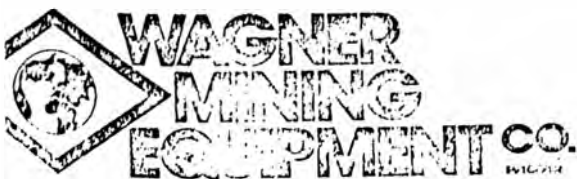
Air Gauge
Ammeter
Converter Pressure Gauge
Converter Temperature Gauge
Engine Hour Meter
Engine Oil Pressure Gauge
Engine Temperature Gauge
Low-Air/High-Temp. Audio-Visual
Alarm System
Air Compressor Filter
Engine Fuel Filter
Engine Fuel Fine Filter
Engine Oil Filter
Engine Oil Fine Filter
Suction Line Filter
(Hydraulic Oil)
Transmission Oil Filter
Air Cleaners
Alternator

Batteries, H.D. (2)
Battery Isolation Switch
Converter Oil Cooler
Converter Charging Pump
Engine Skid Plate
Hydraulic Power Steering
Lights
Neutral Start Only
Operator's Seat, Track-Mounted,
Foam-Padded, With Adjustable
Suspension
Safety Fuel-Shut-Off Valve
Swivel Hinge Lock Arm
Fenders
Abrasion-Resistant-Alloy
Cutting Blades

Fully-Stabilizing Bucket

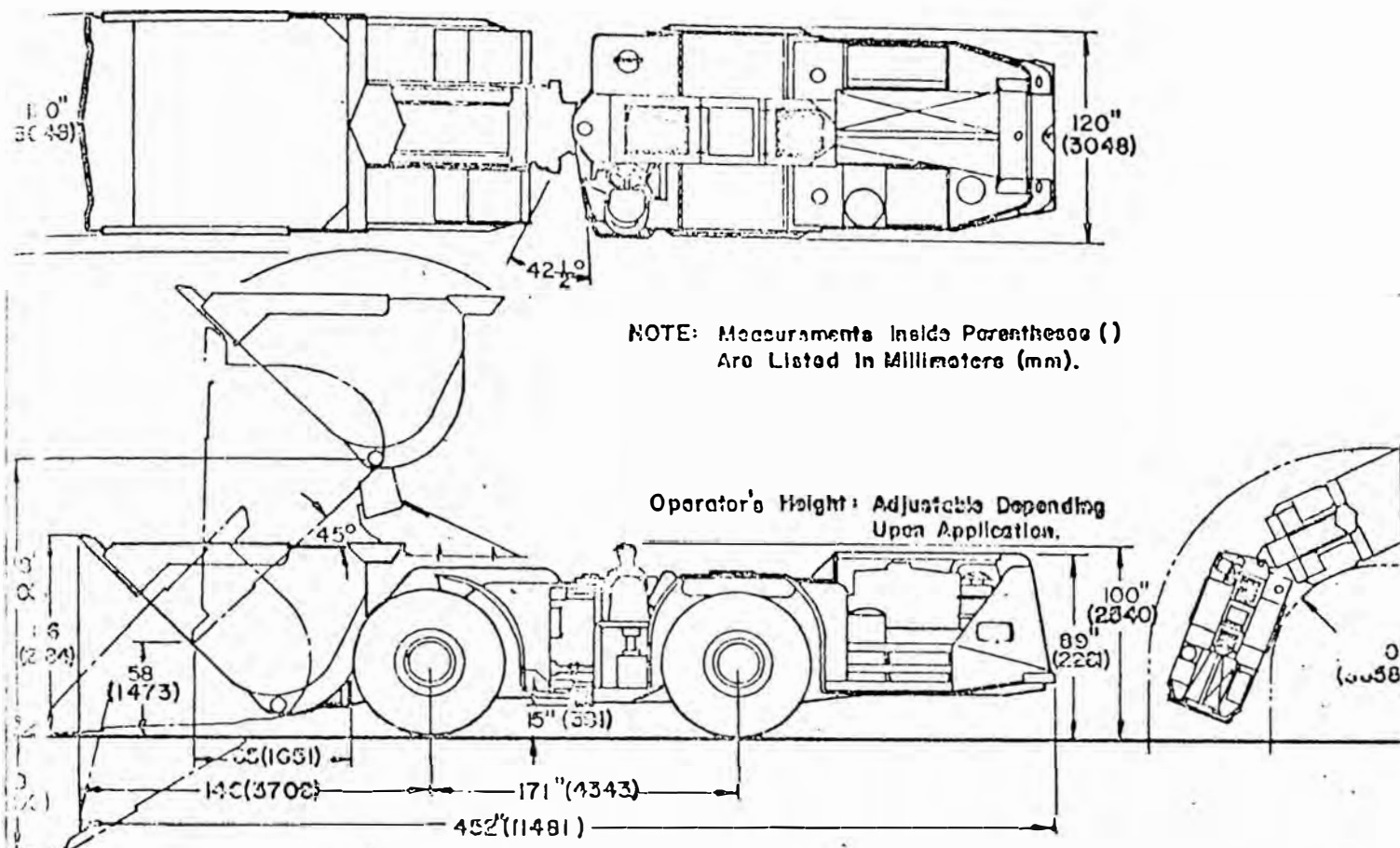
NOTE: The Manufacturer reserves the right to change
the specifications and/or design of this
vehicle at any time without notice.

For Further Information Contact:



Designers and Manufacturers
of Mining Equipment

MODEL ST-13



STANDARD SPECIFICATIONS:

- Air Gauge
- Voltmeter
- Converter Pressure Gauge
- Converter Temperature Gauge
- Engine Hour Meter
- Engine Oil Pressure Gauge
- Engine Temperature Gauge
- Low-Air/High-Temp. Audio-Visual Alarm System
- Air Compressor Filter
- Engine Fuel Filter
- Engine Fuel Fine Filter
- Engine Oil Filter
- Engine Oil Fine Filter
- Suction Line Filter (Hydraulic Oil)
- Transmission Oil Filter
- Air Cleaners
- Alternator

- Batteries, H.D. (2)
- Battery Isolation Switch
- Converter Oil Cooler
- Converter Charging Pump
- Engine Skid Plate
- Hydraulic Power Steering
- Lights
- Neutral Start Only
- Operator's Seat, Track-Mounted, Foam-Padded, With Adjustable Suspension
- Safety Fuel-Shut-Off Valve
- Swivel Hinge Lock Arm
- Fenders
- Abrasion-Resistant-Alloy Cutting Blades
- Fully-Stabilizing Bucket

NOTE: The Manufacturer reserves the right to change the specifications and/or design of this vehicle at any time without notice.

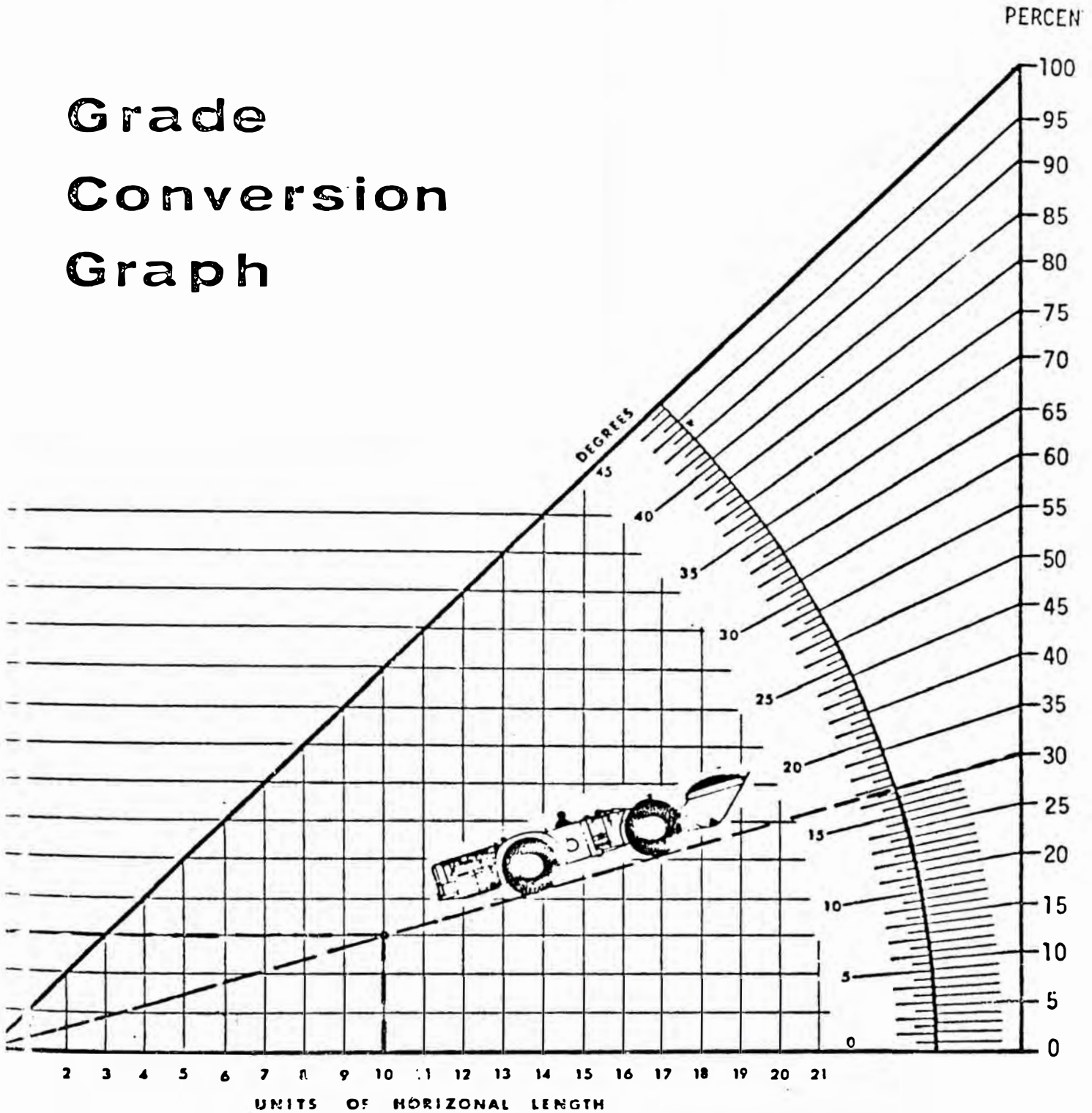


Designers and Manufacturers of Mining Equipment

For Further Information Contact:



Grade Conversion Graph



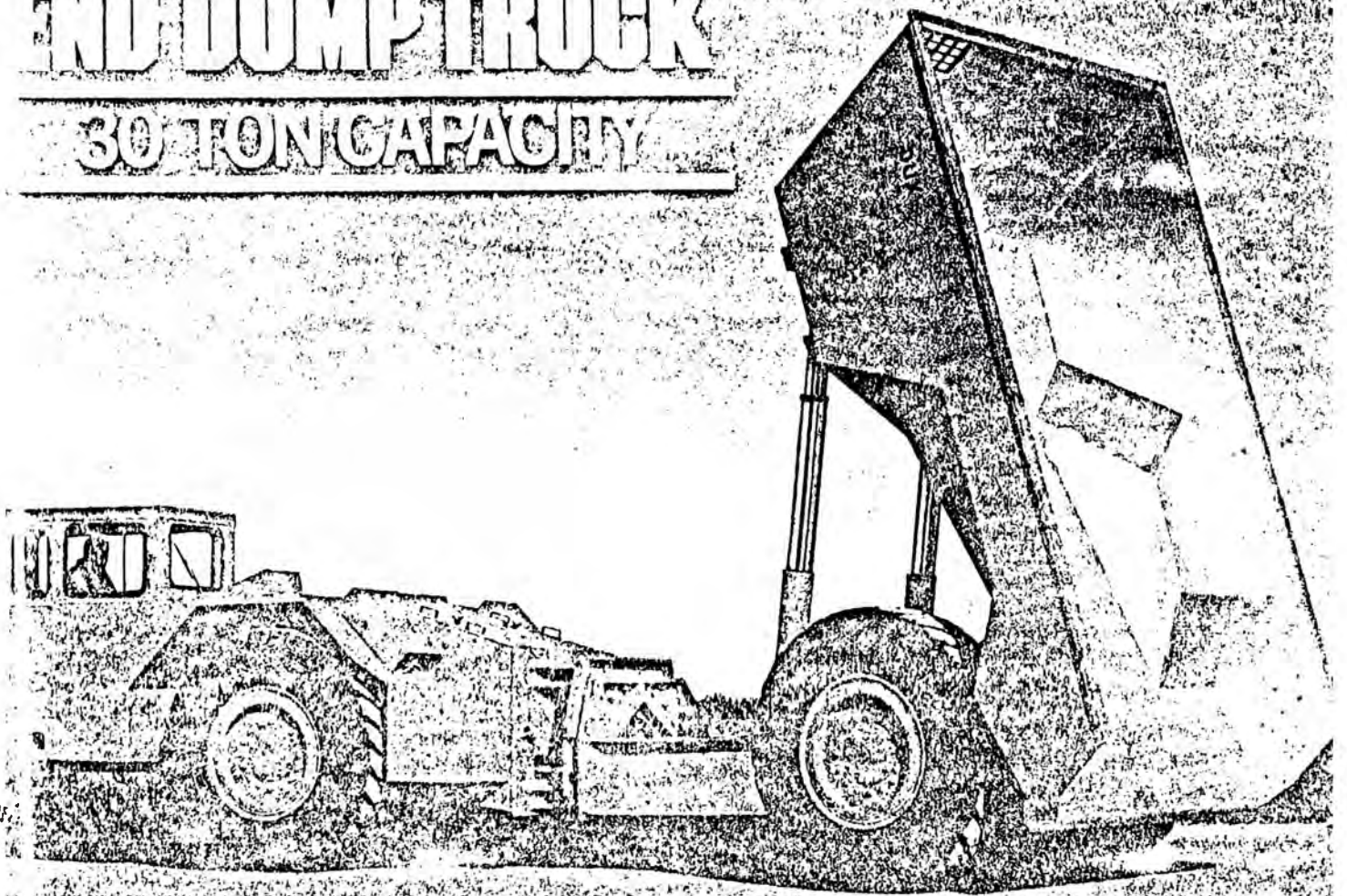
GRADE CONVERSION GRAPH

This graph is helpful to convert percent grade into degrees of ramp angle and vice versa. The two values can be read next to each other. For instance, a thirty percent (30%) ramp grade is equivalent to a 16.5 degree ramp angle.

To obtain the percent of grade, take the ratio of vertical units to horizontal units. For instance, assume a three foot rise and a ten foot horizontal length. Draw a straight line from the vertex through the point where the vertical rise line of three units intersects with the horizontal length line of ten units. Read thirty percent (30%) grade and 16.5 ramp angle on the graph.



**T30 LOW PROFILE
END DUMP TRUCK
30 TON CAPACITY**





MODEL DT-30

- Permits side or end loading
- 12 cylinder clean burning Deutz engine (others optional)
- Powershift transmission & heavy duty Planetary axles
- Center pivot steering & oscillation for smoother ride and maximum stability
- Dump cylinder geometry improves component life
- Modular design enables truck components to pass through 5 ft² (1.5 M²) opening
- Quadruple 4-wheel power service brake
- "Fail-Safe" secondary drive line brake
- Automatic brake application during engine failure or pressure drop in converter
- Maximum access to power-train & filters for easy maintenance

SPECIFICATIONS #218

ENGINE
Make and Model . Deutz Diesel F12L-413FW
Type HP
2310 RPM 277 HP (207 KW)
Maximum Torque
1510 RPM 779 ft. lbs. (1060 NM)
Bore and Stroke 4.92" x 5.12" (125 x 130 mm)
Displacement 1168.2 cu. in. (19.144 litres)
Number of Cylinders V12
Cooling Air
Electrical System .. 12V /24V starting (Optional)
TORQUE CONVERTER
Clark Model CL8002 Converter with "Lock-up"
Overall Ratio 3.09:1

TRANSMISSION
Clark Model 5420 .. 4 Speeds,
Forward & Reverse
Ratio : 5.33:1 - 2.74:1 -
1.40:1 - 0.72:1

Two (2) integrated coolers for steep grade work
CLAYERS
Clark Model D-75720 Planetary type with high
action differential in front and planetary axle
with no spin in rear
Ratio 25.33:1

DRIVE LINES
Extra heavy duty drive line arrangement. P-Trans-
mission outlets and axle input flanges are 9C
mechanics Split drive lines to rear axle speci-
cally designed for rough mining applications
WHEELS AND TIRES
Front and Rear heavy duty full circle disc type
remountable rims,
Tire size front and rear 18.00-33,
2 ply hard rock or equivalent

SAFETY
Service: Quadruple system combination service,
locking and emergency brake front and rear axle,
independent large sized B.F. Goodrich Hi-Torque
expander tube brakes on all four wheels
Type "Fail-Safe-Air" over hyd.
Brake Size 20-1/4" x 5" (515 x 127 mm)
Brake Torque/axle . 44 000 ft. lbs. (59 665 NM)
Secondary Brakes:
Drive Line "Fail-Safe-Straight-Air"
Safety & Parking:

..... apply automatically in case of engine
failure or pressure drop in torque converter,
thus preventing truck from back rolling when
operating on ramps.

STEERING
Hydraulically powered frame steering.
2 hydraulic double acting cylinders with
hardened bearings and finger tip control.
Turning angle 42° in each direction for a
total of 84°

OSCILLATION

Center oscillation .. ± 10° for 20°
with heavy duty large type roller bearing guaran-
teeing minimum maintenance and a smooth ride.
One wheel can drop or rise 16" (405 mm) with
all other wheels remaining on ground.

FRAMES

Heavy duty structure specifically for mining
application.
Lateral articulation for steering.
Vertical oscillation for suspension through large
diameter heavy duty roller bearing.

PINS

Made from high tensile alloy steel.

DUMP BODY

Made from abrasion resistant high tensile
strength alloy steel. High resistance to wear
and abrasion substantially lengthens service life.

HYDRAULIC SYSTEM

Cylinders:

Steering cylinders (2), diameter . 4" (101 mm)
Dump cylinders (2), diameters ... 7" (178 mm)
... 8" (152 mm)

Filters:

Suction Line 125 Micron Mesh
Pressure Line ... 25 Micron Mesh
High pressure filter equipped with service
indicator.

Cooler:

Oil Cooler (1)

Pump:

Heavy duty dual gear type
Steering 45 GPM (170 L/M) -
Dumping 90 GPM (340 L/M)

TANK CAPACITIES

Fuel 150 U.S. gal. (568 L)
Hydraulic 90 U.S. gal. (340 L)

SEATING

Operator side seated for maximum visibility and
bi-directional tramping.

COMPONENT BREAKDOWN

Front Frame 59" x 57"
(1500 mm) x (1450 mm)
R.H. Fender 47" x 36"
(1195 mm) x (915 mm)
L.H. Fender 46" x 36"
(1170 mm) x (915 mm)
Rear Frame 58" x 41"
(1475 mm) x (1040 mm)
Dump Box (Split) . 56" x 56"
(1420 mm) x (1420 mm)

Entire std. unit is made when dismantled to
pass through a 5'-0" square (1.5 M) opening.
Even through smaller shaft (Optional).

WEIGHTS

Empty 49 200 lbs. (22 288 kg)
Loaded 109 200 lbs. (49 468 kg)

STANDARD EQUIPMENT

- Dual dry type 2 stage air cleaners
- Bi-directional power steering
- "Fail-Safe-Air" over hydraulic quadruple power service brake system
- Automatic safety brake applicator
- Power shift transmission and torque converter with lock-up
- Exhaust purifier-dry type
- Bi-directional steering control (stick)
- Loud signal air horn
- Heavy duty wear resistant dump body
- Air cushioned operator's seat with seat belt
- Hydraulic oil cooler and inline hydraulic pressure filter with indicator
- 12 Volt system with marine type 88 AMP alternator
- Air starter with neutral start only
- Extra heavy duty batteries size C8D. 225 AMP/HR 25 plates/cell
- Lamalloy L9 180 000 psi (12655 kg/cm²) bolts fastener system
- Lights front & rear
- Converter & engine oil coolers
- Center hinge lock arm
- Dump box service support arm
- Center oscillation & 4" (101 mm) articulation pins
- Low oil pressure/high engine temp audio visual alarm system

GAUGES

- Ammeter
- Air gauges
- Converter pressure gauge
- Hourmeter
- Engine oil pressure gauge
- Engine Temp-gauge
- Back up alarm

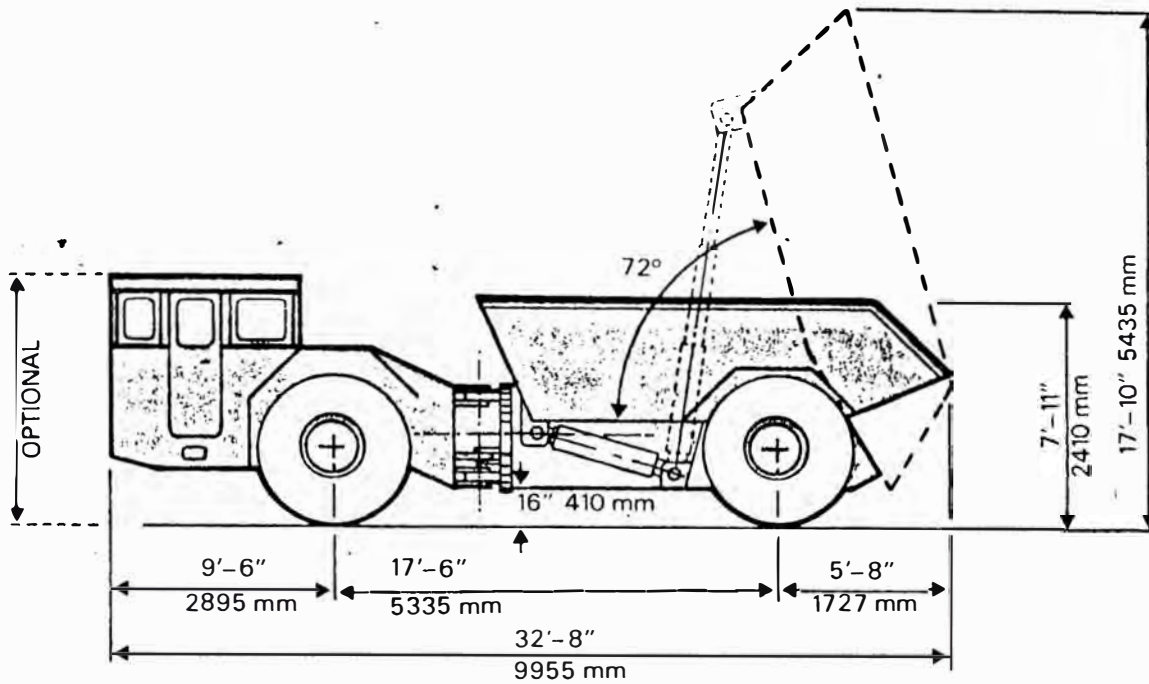
OPTIONAL EQUIPMENT

- Different engines
- Protective cab or canopy (fops or rops)
- Emergency auxiliary steering system
- Different exhaust systems
- Different dump box sizes and rubber liner
- 24 volt electric starter
- Cat type pilot operated positive servo control wheel steering
- Ansul fire suppression system
- Air operated engine retarder

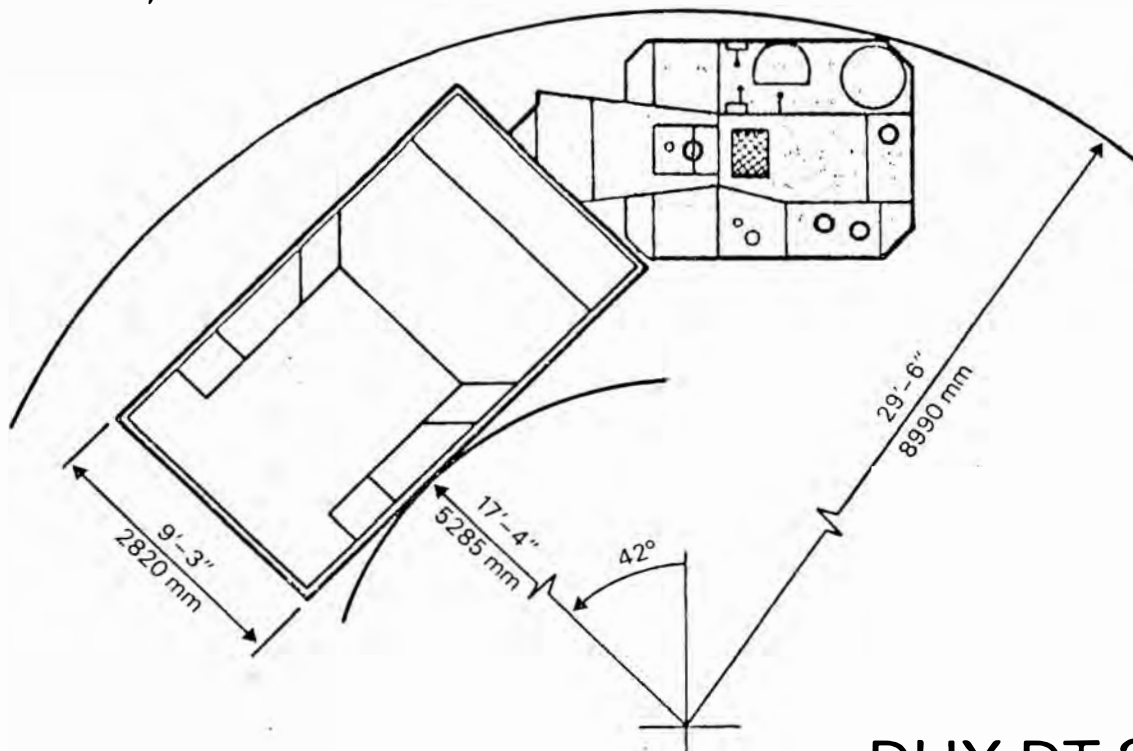
The manufacturer reserves the right to change the specification or design of this machine at anytime without notice.



LOW PROFILE 30 TON PAYLOAD 4 WHEEL DRIVE DUX DUMP TRUCK



277 HP MINE RATING
(207 KW)

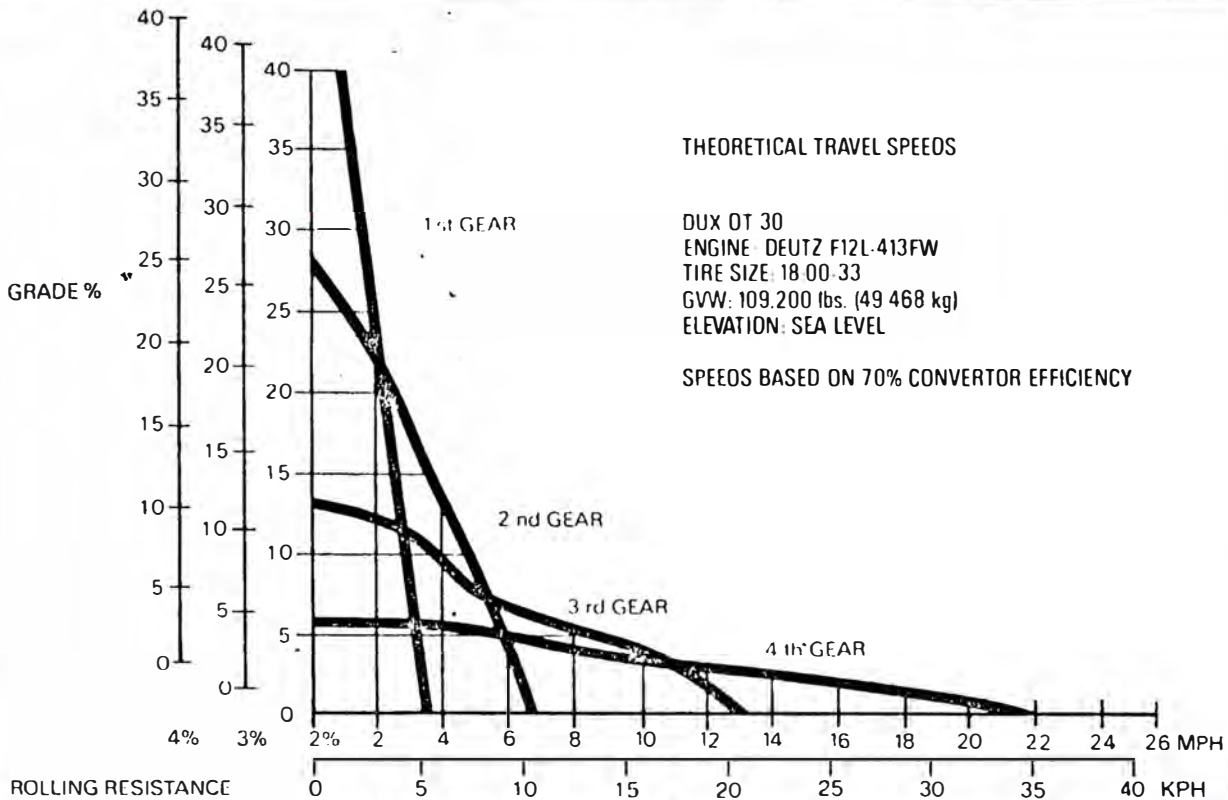


TURNING RADIUS

DUX DT 30



DT30 HAS HIGH POWER TO WEIGHT RATIO FOR LOW HAULING COST



PAYLOAD CAPACITY

Rated capacity ... 30 tons (short) 27.2 tons (metric)

DUMP BODY CAPACITY SAE

Heaped 19.6 cu. yd. 15 cu. m.
Struck 16.4 cu. yd. 12.5 cu. m.

DISCHARGING

Max. dumping height required at 75°
dumping angle ... 17'-10" 5435 mm (approx.)

TRAVEL SPEED

Maximum approx.
speed 22 MPH 35 KM/H

TURNING RADIUS

Inside 17'-4" 5285 mm
Outside 29'-6" 8990 mm

APPROXIMATE OVERALL DIMENSIONS

Length 32'-8" 9955 mm
Width 9'-3" 2820 mm
Overall height ... 7'-11" 2410 mm
Ground clearance
(middle) 1'-4" 410 mm
Wheelbase 17'-6" 5335 mm
Track 6'-8" 2035 mm

WEIGHTS

Empty 49 200 lbs 22 288 kg
Loaded 109 200 lbs 49 468 kg

DUX MACHINERY CORPORATION

15 Lavoisier, Repentigny (Montreal), Quebec, Canada J6A 2E3.
Phone (514) 581-8341 Telex 05-828859



y con estrechos radios de curvatura; buena capacidad de traslación en galerías y rampas con pisos con índice de resistencia a la rodadura de 4% a 5%.

3.4.3 EQUIPO DE TRANSPORTE

El equipo de transporte está formado por 5 locomotoras eléctricas NYK, de 36 Tons y 48 carros mineros con "descarga de fondo" de 10.3 metros cúbicos de capacidad; que se forman en dos convoyes de 2 locomotoras y 20 carros; el resto del equipo es stanbay.

Las locomotoras de cada convoy que van a la cabeza y a la cola, se encuentran enlazadas por un cable eléctrico Tandem de sincronía, estando equipados con pantógrafos para la toma de energía eléctrica.

Las dos locomotoras de un tren operan según el sistema "dual"; el operador de la locomotora de la cabeza tiene el control de las dos locomotoras.

Una línea de trolley se encuentra instalada entre la chancadora primaria de la planta concentradora y la mina con 5 subestaciones eléctricas de rectificación, paralelamente se cuenta con un sistema de semáforos para regular el tránsito de los convoyes:

La distancia total de transporte por el nivel 28 (nivel

principal de extracción) es de 5.3 Kms. y la capacidad de carga de un convoy es de 500 toneladas, el viaje cargado es contra gradiente.

La carga de los carros es continua, y efectuada por chutes del tipo "central" de marca ASEA.

La trocha es de 42", con rieles de 80 y 90 lbs/yad, los desvíos usan sapos N°6.

Contamos con un pique, para izar el mineral de la zona III (la zona de mayor producción); a la tolva ubicada en el nivel 28, es decir una altura de 220 metros. Para el carguío de los baldes, la estación de descarga se encuentra en el NV.10, donde se cuenta con 2 locomotoras diesel de 25 tons. marca Plymouth con motor de 150 HP. y una locomotora está en reserva marca Diema, también de 150 HP y 20 carros gramby de 5.5 yd³ de capacidad y volteo lateral con los cuales se forman 2 convoyes.

Actualmente se traslada el mineral correspondiente a dos tolvas (chutes), que son alimentadas por los tajeos de los niveles 10 y 19.

La capacidad de izaje debe alcanzar 5,000 ton/día, relacionado lógicamente al transporte del convoy. Actualmente la capacidad es de 4,500 ton/día.

La vía férrea del NV 10, se usan trocha de 42", y

rieles de 80 lbs/yda. y sapos N° 5.

El sistema de izaje está formado por un winche accionado por un motor de 600 HP y 5000 RPM.

El equipo manipula 2 baldes de 7 toneladas, sujetos por cables de torones planos triangulares de 1 1/2" Ø.

La estructura del castillo son de vigas y canales de acero, empernados que soportan la polea de cabeza.

El pique está constituido y revestido de concreto armado en toda su extensión.

3.5 COSTO HORARIO DE EQUIPO

Los costos que intervienen son como siguen:

1º Costo de propiedad.

Es el valor de depreciación más los intereses. El valor de depreciación lo constituye por :

- a) Precio FOB del equipo
- b) Cargos : Fletes seguros, obligaciones, trámites.
- c) Precio total de entrega.

$$\text{Costo de depreciación} = \frac{\text{Valor neto del Equipo}}{\text{Periodo de Depreciación}}$$

$$\text{Intereses} = \frac{\text{Precio de entrega} \times \text{Intereses} \times \text{factor de Invers.}}{\text{Horas de trabajo} \times \text{año}}$$

$$\text{Factor de Inversión} = \frac{n + 1}{2n} \quad n = \text{Número de años.}$$

2º Costo de Operación.

Intervienen.

a) Costo de Combustible = Consumo/hora x costo/galón.

El costo de lubricantes se considera 1/3 del costo por combustible.

3º Costo de Mantenimiento, Repuestos y Reparaciones.

Es el precio de compra dividido entre el número de horas de operación. Tomando en consideración el grado de instrucción y entrenamiento de nuestros operadores y mecánicos consideramos el 50% del precio de entrega.

Luego :

Costo Horario = Costo de Propiedad + Costo de Operación + costo de mantenimiento, repuesto y reparaciones

Con este procedimiento se determina el costo horario del equipo utilizado en la mina Cobriza como se verá más adelante.

CAPITULO IV

MINA

La mina consta de 6 niveles operativos, con una diferencia de 90 m. en altura; (NV.10, NV.19, NV.28, NV.42, 47, NV.51, NV.60, NV.70) dentro de los cuales se encuentran 11 tajeos de producción y algunas áreas de recuperación de pilares y desarrollos para exploración.

Los accesos a los tajeos se hace por medio de rampas elipsoidales con 12% de gradiente, 14 m. de radio y 200 metros de longitud por vuelta, teniendo como eje las chimeneas de Rayse Borer de mineral y de servicio, desde donde se inicia los accesos para cada corte.

Se cuenta con tres zonas de trabajo; zona I que incluye los niveles 47, 51, 60 y 70; zona II, que incluye el nivel 28, 42 y la zona III, que incluye los niveles 10 y 19 siendo esta zona la de mayor producción de la mina.

Se tiene un nivel principal de transporte por locomotora que es el nivel 28, donde confluye toda la producción de la mina, inclusive la correspondiente a la zona baja (NV.10, NV.19), para lo cual se tiene un pique de izaje.

La ventilación total de la mina se considera suficiente en relación al personal y equipo involucrado especialmente para las cámaras de mantenimiento de equipo pesado en interior mina.

El yacimiento es un manto mineralizado encajonado en forma bien definida, teniendo como cajas encajonantes rocas pizarrosas; el manto tiene una potencia variable de 15 m. a 30 m. con rumbo N 45° y buzamiento de 30° a 50°.

La mineralización económica es la calcopirita; el cual se encuentra acompañado de pirrotita, magnetita, cuarzo con venillas por lo general en caja piso que contienen plata en cantidades pequeña. y bismuto.

Las condiciones Topográficas accidentadas, permiten condiciones favorables de accesos a los diferentes niveles de mina.

El estimado de la mina Cobriza es de 10,000 T.C.S. (9,100 T.M.) por día, con una ley mínima de 1.3% Cu y 13.03 gr. Ag/T.M., producción mensual de 273,000 TM/mes teniendo un promedio de vida para este ritmo de explotación de 6 años.

Los tajeos se han diseñado en tramos de 400 m. limitados por pilares que protegen los accesos por espirales, los echaderos de mineral y las chimeneas de ventilación.

Cada tajeo tiene acceso por ambos extremos; hacia la caja techo se deja de 3 a 5 m. de mineral de baja ley como pilar, el método de explotación es el de corte y relleno mecanizado, ascendente.

4.1 METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación por corte y relleno mecanizado ascendente, emplea un sistema de transporte por rampas, y se caracteriza porque las galerías ya no usan rieles y se elimina el uso de piques verticales o inclinados para el transporte de personal, materiales, mineral, etc.

El factor limitante para escoger el método de explotación adecuado, es principalmente el ángulo de buzamiento de la veta, el que alcanza solamente 45° . Por tal motivo quedan descartados varios métodos de alto rendimiento y mecanización, como por ejemplo caving, sublevel stoping, shirinkage y otros métodos que todos exigen una evacuación por gravedad.

El uso de "ore - pass" sin embargo todavía es posible si se tiene la precaución de vaciar dicho ore - pass, en el lapso de horas, para que no se atore dicha chimenea. Por tal motivo, se adoptó el sistema de corte y relleno, mecanizado, ascendente y porque el techo es firme.

Otro factor importante es la flexibilidad para explotar a gran escala en forma continua y su versatilidad, lo cual hace posible realizar un minado selectivo.

Entre otros factores que han condicionado la aplicación del método de explotación en la mina Cobriza son los siguientes.

a) Buzamiento.- El manto en promedio, tiene un buzamiento de 45° ; lo cual contribuye a un autosostenimiento de las ca-

jas.

- b) Potencia del Manto.- La potencia del manto alcanza de 15 a 30 metros, lo que hace posible usar equipo pesado en las operaciones de minado.
- c) Resistencia del Mineral.- La resistencia del mineral es bastante buena; lo cual permite una extracción intensa de mineral.
- d) Forma del depósito.- Los límites del yacimiento no son uniformes; presentado potencias variables.
- e) Valores.- Solamente la chalcopirita es el mineral económicamente explotable, cuya ley promedio es de 1.3% de cobre.
- f) Resistencia de las Rocas Encajonantes.- Son rocas incompetentes, ya que están formadas por pizarras facturadas, lo cual hace necesario el uso del relleno.

4.1.1 DESCRIPCION DEL METODO DE EXPLOTACION

Por razones de flexibilidad operativa, cada tajeo es dividido en dos medios tajeos, esto permite coordinar e independizar los ciclos dentro de un mismo tajeo y los tajeos vecinos.

Se ha definido como un medio tajeo aquella área de 200 m. de longitud, 16 m. de ancho y 5 metros de altura (del piso al techo), con un acceso por la rampa y

contando con un ore - pass para la descarga del mineral roto. Se hace notar que los tajeos en Cobriza tienen en promedio una longitud de 400 metros por 15 a 20 metros de ancho.

Para tener una eficiente extracción de mineral el ciclo de minado que debe cumplirse es : información, Relleno, Disparo y Limpieza.

Previa a la ejecución de la perforación pasa el desquinchador de rocas (Scaler), para efectuar un desatado exhaustivo, para evitar la caída de rocas sobre el personal y el equipo.

La presión de percusión del desquinchador es un 20% mayor que la del Jumbo hidráulico :

Para la perforación de los tajeos se emplean Jumbos hidráulicos, Boomer H - 121 de dos brazos, marca Atlas Copco; se debe tener una altura del piso al techo de 5 metros, para que el equipo trabaje bien y pueda perforar taladros con la máxima inclinación determinada (70° con la horizontal, 45° a 60° con respecto al buzamiento del manto).

Se utilizan barrenos de 1 1/4", con brocas en cruz de 2 pulgadas de diámetro.

Asociado a la estructura del manto utilizamos mallas cuadradas de 1.5 m. x 1.5 m. en la zona III y de 2 m.

x 2 m. en la zona I y II.

Los taladros tienen un diámetro de 2 pulgadas y 11 pies de profundidad.

Luego de terminada la perforación del tajeo, se procede a rellenar (relleno hidráulico para los niveles 10 y 19, y relleno convencional para los niveles 28, 42, 60, 70); hasta dejar una altura de 2.50 metros, altura a la que trabaja bien el equipo de carguío de taladros.

Para los disparos se utiliza fanel, los taladros son cargados con un cebo de dinamita semexa 75% detonadores con retardos incorporados de período corto y Anfo.

La geometría respetada durante la perforación es de vital importancia para el diseño del disparo.

Utilizamos retardados fanel, con los cuales se forma series numeradas del 1 al 20. Para las conexiones se amarran con cordón detonante (pentacor 5 P.).

Para pasar de la primera serie a la segunda, se usa como "puente" un retardador número 20. Ya que la adición de milisegundos de los retardadores independizan la secuencia de explosión. La mecánica se repite para pasar a la tercera serie y así sucesivamente.

Para el carguío, propiamente dicho se utilizan cargado-

res móviles de AN/F0. (Anfoloador).

Luego del disparo, se extrae el mineral, para lo cual se utilizan Scooptram Wagner ST - 13 con cuchara de 13 yardas cúbicas, tomando en cuenta la gravedad específica del mineral roto de 3.6 ton/m^3 un factor de llenado de 0.8, la capacidad real de la cuchara es de 23 toneladas aproximadamente.

La distancia del acarreo varía de 0 a 200 metros y se consiguen rendimientos de 1,000 T.C por guardia de 8 horas.

Actualmente la producción por scooptram es del orden de 120 TN/HR para una distancia promedio de 120 metros.

4.2 PLANEAMIENTO DE PRODUCCION POR ZONAS DE TRABAJO

La misión del planeamiento en operaciones no debe limitarse a determinar cifras de producción y avances, ni de tonelajes de productos concentrados

También involucra la investigación de los procesos operacionales evaluándose la utilización de cada uno de los diferentes recursos.

El objeto de la investigación de los procesos operacionales es contar con los medios suficientes para alcanzar una actividad fluida. Se entiende que la deficiencia en el rendimiento de uno solo de los elementos afecta seriamente al proceso en

su integridad; por ello es que consideramos como una función de planeamiento el análisis de los procesos y la determinación de acciones dirigidas a elevar la capacidad de cada elemento y la óptima utilización de los mismos.

El seguimiento continuo de la ejecución y desarrollo de nuestras operaciones mineras, es con la finalidad de llegar a optimizar cada una de ellas y de esta manera lograr el cumplimiento de los objetivos de cada uno de los departamentos afines y que componen el gran objetivo de la empresa, con lleva a un uso equitativo y racional de los recursos materiales y humanos que disponemos, trayendo consigo una mejora de eficiencia, y la productividad.

Aspecto fundamental lo constituye la organización del laboreo minero, por lo que las fases del ciclo de minado que son Perforación, relleno, voladura y limpieza, deben optimizarse.

Estamos logrando que estas fases se optimicen en tal forma que se tenga un flujo constante de mineral.

El tiempo de cada fase del ciclo de minado se ha venido reduciendo, mediante la aplicación de adecuados trazos de perforación una mejor fragmentación, con un acarreo más eficiente y la práctica del relleno convencional e hidráulico optimizado. Como consecuencia se ha logrado elevar la productividad.

En Cobriza las áreas de trabajo de producción en la mina, se han dividido por zonas, en total son tres zonas La zona J

incluye los niveles, 47, 51, 60 y 70, la zona JJ que incluye el nivel 28 y 42, la zona III que incluye los niveles 10 y 19, siendo esta zona la de mayor producción de la mina.

Aparte se cuenta con otra zona que apoya a las de producción que es Servicios Especiales que ve lo referente al sostenimiento, Relleno hidráulico, y transporte de la mina, además de otros trabajos especiales.

Cada fin de mes; todas las zonas presentan un planeamiento de minado que antes de ser sustentado por el jefe de mina de cada zona, se analiza los objetivos del estimado de producción mensual de cada zona del mes anterior; haciéndose las conexiones necesarias si es que la hubiere, antes de ser aprobado por la jefatura de mina.

A continuación se detalla los cálculos de planeamiento de producción por zona, en lo que se refiere al área de Minas. Se ha tomado como referencia la zona III, porque es la más completa, y la de mayor producción y por contar con su propio nivel de extracción que es el nivel 10 y su pique de izaje, para el jale de su mineral.

Los cálculos de planeamiento de producción para las otras zonas, es similar al de la zona III.

Planeamiento de Minado Zona III

El estimado de producción correspondiente se refiere al mes

de Enero de 1988, incidiendo en horas disponibles necesarias de equipo de limpieza, perforación, tracción NV. 10.

El estimado de producción para el mes de Enero 1988 es lo siguiente : 4,224.05 T.C.S/día ó de 3,832 T.M/día.

| LABOR | PRODUCCION (T.M.) | LEY (% Cu) |
|---------------|-------------------|------------|
| 19 - 2680 - N | 17,800 | 1.60 |
| 19 2300 S | 6,000 | 1.70 |
| 19 - 2680 - S | 10,000 | 1.50 |
| 19 - 2943 - N | 3,000 | 1.30 |
| 10 - 2680 - N | 29,000 | 1.50 |
| 10 2680 S | 23,000 | 1.15 |
| 10 - 2300 - S | 16,000 | 1.35 |
| 10 2943 N | 14,000 | 1.25 |
| TOTAL : | 118,800 | 1.46 |

Producción diaria = 3,832 T. M/día.

Objetivos

- Superar la deficiencia que se tiene en tracción en el nivel 10.

Mejorar la fragmentación del mineral en los tajeos.

- Realizar el mantenimiento de vías y accesos de labores para minimizar los costos por consumo de llanta.

- Hacer la comunicación del 19 - 2300 N hacia el A - 5 para el inicio del 19 - 1760 S/N.
- Evitar horas paradas de izaje de mineral por problemas de pique, para lo cual el departamento de Ingeniería debe hacer las reparaciones necesarias.
- Mejor rendimiento del equipo pesado en lo que se refiere a la disponibilidad mecánica, por parte del departamento de mantenimiento Mecánico - Mina.
- Incremento de la producción progresivamente hasta llegar a 4,535.9 T.M. diariamente.

I.- Parámetros de Producción de Zona III

I.1) Equipo de Limpieza :

Los datos que se proporcionan son los promedios requeridos para zona III.

| EQUIPO | HORAS PROGRAM. | HORAS DISPON. | DEMORAS FIJAS-OPER | HORAS NETAS | RENDIMIENTO TM/HORA | DISPONIBILIDAD MECANICA (%) |
|--------|----------------|---------------|--------------------|-------------|---------------------|-----------------------------|
| | (HRA/DIA) | (HRS/DIA) | (HRS/DIA) | (HRS/DIA) | | |
| S/T 13 | 20 | 16 | 1.5 | 14.5 | 115 | 80 |
| S/T 8 | 16 | 10.5 | 1.5 | 9.0 | 60 | 65 |

Con los parámetros referidos en el cuadro anterior, la necesidad para zona III para cumplir con la producción mensual es la siguiente :

| EQUIPO | HORAS PROGRAM (HRS/MES) | HORAS DISPON (HRS/MES) | DEMORAS FIJAS-OPER (HRS/MES) | HORAS NETAS (HRS/MES) | PRODUCCION (T.M/MES) |
|----------|-------------------------|------------------------|------------------------------|-----------------------|----------------------|
| 2 S/T 13 | 1,240 | 992 | 93 | 899 | 103,300 |
| 1 S/T 8 | 496 | 310 | 46.5 | 263.5 | 16,700 |

Produccion mensual = 120,000 T.M.

Produccion diaria = 3,870 T.M.

I.2) Equipo de perforación :

Los datos que se proporcionan son los promedios obtenidos en el año 1,987.

| EQUIPO | HORAS PROGRAM (HRS/DIA) | HORAS DISPON (HRS/DIA) | DEMORAS FIJAS-OPER (HRS/DIA) | HORAS NETAS (HRS/DIA) | DISPON. MECANI. (%) | RENDI-MIENTO |
|--------|-------------------------|------------------------|------------------------------|-----------------------|---------------------|--------------|
| J/H | 18 | 10.0 | 2.0 | 8.0 | 55 | 15 TAL/H |
| S/C | 16 | 8.0 | 2.0 | 6.0 | 50 | 25 M/D. |

Con los parámetros referidos en el cuadro anterior, los resultados de taladros perforados y metros de tajeo desatado, es la siguiente :

| EQUIPO | HORAS PROGRAM (HRS/MES) | HORAS DISPON (HRS/MES) | DEMORAS FIJAS-OPER (HRS/MES) | HORAS NETAS (HRS/MES) | PERFORACION TAL/MES | DESATADO MTS/MES |
|--------|----------------------------|---------------------------|---------------------------------|--------------------------|------------------------|---------------------|
| 2 J/H | 1080 | 600 | 120 | 480 | 7,200 | - |
| 2 S/C | 960 | 480 | 120 | 360 | - | 1,550 |

Con esta disponibilidad mecánica, tanto J/H como S/C, los objetivos de producción se ven notablemente afectados y la única forma de superar los resultados es mejorando la disponibilidad mecánica de estos equipos.

I.3) Tracción NV. 10

Locomotoras : 2 locomotoras por guardia
 Carros metaleros : 12 carros
 Capacidad : 13 T.M/carro metalero
 Nº de viajes : 12 viajes/guardia - 24 viajes por día.
 Tonelaje : 3,744 T.M/día
 116,064 T.M/mes

Ciclo de tracción NV. 10

| HORAS PROGRAMADAS (HRS/DIA) | DEMORAS OPERACIONALES (HRS/DIA) | HORAS NETAS (HRS/DIA) | Nº DE VIAJES (VIAJ/DIA) | CICLO DE TRACCION (MIN/VIAJE) |
|-----------------------------|---------------------------------|-----------------------|-------------------------|-------------------------------|
| 18 | 2 | 16 | 24 | 40 |

II. Observaciones :

1. El problema principal para cumplir los objetivos de producción es : tracción en el NV. 10; para el efecto es necesario lo siguiente

- Disponer de 12 carros metaleros operativos por guardia.
- Traslado del personal de tracción a través del pique, para el efecto se debe de terminar de acondicionar la jaula del SKIP. Con esta alternativa se disminuirá las demoras operacionales y por ende se incrementará el Nº de viajes por día.
- Personal estable de carrifanos, para continuar con la reparación de la línea de cauville del NV. 10.

El cuadro siguiente, refiere la necesidad de horas disponibles de ST - 13, J/H, S/C; taladros necesarios, metros de tajeo desatado, Nº de días del ciclo del minado, para así cumplir con los objetivos del estimado de producción del presente mes.

| LABOR | DESATADO | | | PERFORACION | | | LIMPIEZA | | R/H | |
|--------------|-------------|--------------|------------|-------------|--------------|------------|--------------|------------|---------------|------------|
| | HRS DJSP | ME- TROS | CJ- CLO | HRS DJSP | TALA DROS | CJ- CLO | HRS DJSP | CJ- CLO | VOLU MEN | CJ- CLO |
| | S/C | TAJEO | DIAS | J/H | MES | DIAS | S/T13 | DIAS | M | DIAS |
| 19 - 2680-N | 96 | 300 | 12 | 120 | 1,450 | 12 | 155 | 10 | | |
| 19 - 2680-S | 80 | 240 | 10 | 100 | 1,170 | 10 | 87 | 6 | 5,800 | 6 |
| 19 - 2300-S | 105 | 330 | 13 | 150 | 1,836 | 15 | 52 | 4 | | |
| 19 - 2943-N | 72 | 230 | 9 | 90 | 1,073 | 9 | 26 | 2 | 5,000 | 5 |
| 10 - 2680-N | | | | | | | 252 | 17 | 8,000 | 8 |
| 10 - 2680-S | | | | | | | 200 | 13 | 6,500 | 6 |
| 10 - 2300-S | 48 | 160 | 6 | 70 | 853 | 7 | 140 | 10 | 4,700 | 5 |
| 10 - 2943-N | | | | 70 | 800 | 7 | 122 | 12 | | |
| TOTAL | 400 | 1,260 | 50 | 600 | 7,182 | 60 | 1,034 | 74 | 30,000 | 30 |

III. Observaciones

1. EXTRACCION DEL MINERAL

Para cumplir con la producción son necesarios 1,034 horas disponibles de S/T 13, los cuales son copados con 992 horas disponibles promedio de ST/13, que se ha seguido disponiendo en zona III, la diferencia (42 horas disponibles) deben ser reemplazadas con lo disponibilidad de ST - 8.

2. PERFORACION

- Son necesarias 600 horas disponibles, por dos Jumbos hidráulicos, los cuales se pueden lograr manteniendo los dos Jumbos hidráulicos en perforación de techo en zona III.

3. DESATADO

- Actualmente en zona III, se cuenta con un solo Scaler (S/C), para cumplir el ciclo de perforación es necesario disponer en dos S/C en zona III, debido a que se necesita 400 horas disponibles de S/C.

IV.- Planeamiento de Minado por Labores

1º 19 - 2680 N (L = 200 mts. A = 16 mts. H = 2.5 mts)

LIMPIEZA :

| | | | |
|------------------------------|----------|---|-------------------|
| Mineral en cancha techo | 100 mts. | = | 14,500 T.M |
| Desquinche C/P | 100 mts | = | 3,300 T.M |
| | TOTAL | | <u>17,800 T.M</u> |

$$\text{Horas disponibles} = 17,800 \text{ TM} \times \frac{1}{115 \text{ TM/Hr}} = 155 \text{ Hrs.}$$

$$\text{Ciclo limpieza} = 155 \text{ Hrs} \times \frac{1}{14.5 \text{ Hr/día}} = 10 \text{ días}$$

PERFORACION :

$$\text{Techo } 200 \text{ mts} \times \frac{1}{1.5 \text{ mts/Fila}} = 10 \text{ Tal/fila} = 1,300 \text{ Tal.}$$

$$\text{Desquinche } 100\text{mts} \times \frac{1}{2.0 \text{ mt/Fila}} = 3 \text{ Tal/fila} = 150 \text{ Tal.}$$

$$\text{TOTAL : } \frac{\quad}{\quad} = 1,450 \text{ Tal.}$$

$$\text{Ciclo perforación} = 1,450 \text{ Tal} \times \frac{1}{120 \text{ Tal/día}} = 12 \text{ días}$$

$$\text{Horas disponibles} = 12 \text{ días} \times 10 \text{ Hrs/día} = 120 \text{ horas}$$

DESATADO :

$$\text{Metros de Tajeo} = 300 \text{ mts.} \quad (\text{Techo} + \text{Desquinche}).$$

$$\text{Ciclo desatado} = 300 \text{ mts} \times \frac{1}{25 \text{ mts/día}} = 12 \text{ días}$$

$$\text{Horas disponibles} = 12 \text{ días} \times 8 \text{ horas/día} = 96 \text{ Horas}$$

RELLENO HIDRAULICO :

$$\text{Volumen : } 200 \times 16 \times 2.5 = 8,000 \text{ m}^3$$

$$\text{Ciclo : } 8,000 \text{ m}^3 \times \frac{1}{950 \text{ m}^3 / \text{día}} = 8 \text{ días}$$

2º 19 - 2680S : (L = 180 mts A = 13 mts, H = 2.5 mts)

LIMPJEZA :

$$\text{Tonelaje : } 180 \text{ m} \times 13 \text{ m} \times 2.5 \times 3.6 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = 21,000 \text{ T.M}$$

$$\text{Desquinche C/P 60 mts} = \underline{1,540 \text{ T.M}}$$

$$\text{TOTAL} \quad 22,540 \text{ T.M}$$

$$\text{Horas disponibles : } 22,540 \text{ T.M} \times \frac{1}{115 \text{ TM/Hora}} = 196 \text{ Horas}$$

$$\text{Ciclo de limpieza : } 196 \text{ Hrs} \times \frac{1}{14.5 \text{ Hr/día}} = 13 \text{ días}$$

Para el mes sólo se considerará 10,000 T.M.

PERFORACION :

$$\text{Techo : } 180 \text{ mts} \times 9 \text{ Tal/Fila} \times \frac{1}{1.5 \text{ mts/Fila}} = 1,080 \text{ Tal}$$

$$\text{Desquinche: } 60 \text{ mts} \times \frac{1}{2.0 \text{ mts/Fila}} \times 3 \text{ Tal/fila} = \frac{90 \text{ Tal}}{\text{-----}}$$

$$\text{TOTAL} \quad 1,170 \text{ Tal}$$

$$\text{Ciclo de perforación: } 1,170 \text{ Tal} \times \frac{1}{120 \text{ Tal/día}} = 10 \text{ días}$$

$$\text{Horas disponibles : } 10 \text{ días} \times 10 \text{ Hr/día} = 100 \text{ Horas}$$

DESATADO :

Metros de Tajeo : 240 mts. (Techo + Desquinche).

$$\text{Ciclo desatado : } 240 \text{ mts} \times \frac{1}{25 \text{ mts/día}} = 10 \text{ días}$$

$$\text{Horas disponibles : } 10 \text{ días} \times 8 \text{ Hs/día} = 80 \text{ Horas}$$

RELLENO HIDRAULICO :

$$\text{Volumen : } 180 \text{ m} \times 13 \text{ m} \times 2.5 \text{ m} = 5,850 \text{ m}^3$$

$$\text{Ciclo} : 5,850 \text{ m}^3 \times \frac{1}{950 \text{ m}^3/\text{día}} = 6 \text{ días}$$

3º 19 - 2300 - S : (L = 230 m. A = 16 m. H = 2.5)

LIMPIEZA :

$$\text{Tonelaje} : 230 \text{ m} \times 16 \text{ m} \times 2.5 \text{ m} \times 3.6 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = 33,120 \text{ T.M}$$

$$\text{Desquinche} : 100 \text{ m} \times 3.2 \text{ m} \times 2.5 \times 3.6 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = \underline{\underline{2,880 \text{ T.M}}}$$

TOTAL 36,000 T.M

$$\text{Horas disponibles} : 36,000 \text{ T.M} \times \frac{1}{115 \text{ TM/Hr}} = 313 \text{ Hr.}$$

$$\text{Ciclo de limpieza} : 313 \text{ Hrs} \times \frac{1}{14.5 \text{ Hr/día}} = 21 \text{ días}$$

Para el presente mes se considerará:

6,000 T.M

52 Hrs disponibles

04 Días limpieza

PERFORACION :

$$\text{Techo: } 230 \text{ mts} \times 11 \text{ tal/Fila} \times \frac{1}{1.5 \text{ mts/Fila}} = 1,680 \text{ Taladros}$$

$$\text{Desquinche: } 100 \text{ m} \times 3 \text{ tal/Fila} \times \frac{1}{2.0 \text{ mts/Fila}} = 150 \text{ Taladros}$$

TOTAL 1,836 Taladros

$$\text{Ciclo perforación : } 1,836 \text{ talad.} \times \frac{1}{120 \text{ tal/día}} = 15 \text{ días}$$

$$\text{Horas disponibles : } 15 \text{ días} \times 10 \text{ Hrs/día} = 150 \text{ Hrs.}$$

DESATADO :

Metros de tajeo : 330 mts. (Techo + Desquinche)

$$\text{Ciclo desatado : } 330 \text{ mts} \times \frac{1}{25 \text{ mt/día}} = 13 \text{ días}$$

$$\text{Horas disponibles : } 13 \text{ días} \times 8 \text{ Horas/día} = 104 \text{ Horas}$$

RELLENO HIDRAULICO :

Volumen : 9,200 m³

$$\text{Ciclo} : 9,200 \text{ m} \times \frac{1}{950 \text{ m /día}} = 9 \text{ días}$$

4º 19-2943 - N : (L = 200 mts. A = 10 mts H = 2.5)

LIMPJEZA :

$$\text{Tonelaje} : 200 \text{ m} \times 10 \text{ m} \times 2.5 \text{ m} \times 3.6 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = 18,000 \text{ T.M}$$

$$\text{Desquinche} : 11 \text{ m} \times 30 \text{ m} \times 2.5 \times 3.6 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = 2,790 \text{ T.M}$$

$$\text{TOTAL} \quad 20,970 \text{ T.M}$$

$$\text{Horas disponibles} : 20,970 \text{ T.M} \times \frac{1}{115 \text{ TM/Hr}} = 182 \text{ Horas}$$

$$\text{Ciclo limpieza} : 182 \text{ Hrs} \times \frac{1}{14.5 \text{ Hr/día}} = 12 \text{ días}$$

Para el presente mes se considerará = 3,000 TN

PERFORACION :

$$\text{Techo} : 230 \text{ mt} \times 7 \text{ Tal/Fila} \times \frac{1}{1.5 \text{ mt/Fila}} = 1,073 \text{ Tal}$$

$$\text{Ciclo perforación : } 1,073 \text{ Tal} \times \frac{1}{120 \text{ Tal/día}} = 9 \text{ días}$$

$$\text{Horas disponibles : } 9 \text{ días} \times 10 \text{ Hr/día} = 90 \text{ días}$$

DESATADO :

Metros de Tajeo : 230 mts.

$$\text{Ciclo desatado : } 230 \text{ mts} \times \frac{1}{25 \text{ mts/día}} = 9 \text{ días}$$

$$\text{Horas disponibles : } 9 \text{ días} \times 8 \text{ Hrs/día} = 72 \text{ Horas}$$

RELLENO HIDRAULICO :

Volumen : 5,000 m³

$$\text{Ciclo R/H : } 5,000 \text{ m}^3 \times \frac{1}{950 \text{ m}^3/\text{día}} = 5 \text{ días}$$

5º 10 2680 - N (L = 200 mts. A = 16mts. H = 2.5 mts)

LIMPIEZA :

$$\text{Tonelaje: } 200 \text{ mt} \times 16 \text{ m} \times 2.5 \text{ mt} \times 3.6 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = 28,800 \text{ T.M}$$

$$\text{Mineral remanente} \dots\dots\dots = 200 \text{ T.M}$$

$$\text{TOTAL : } \underline{\underline{29,000 \text{ T.M}}}$$

$$\text{Horas disponibles : } 29,000 \text{ T.M} \times \frac{1}{115 \text{ T.M/Hr}} = 252 \text{ Horas}$$

$$\text{Ciclo limpieza : } 252 \text{ Hrs} \times \frac{1}{14.5 \text{ Hr/día}} = 17 \text{ días}$$

RELLENO HIDRAULICO :

$$\text{Volumen : } 8,000 \text{ m}^3$$

$$\text{Ciclo R/H : } 8,000 \text{ m}^3 \times \frac{1}{950 \text{ m}^3/\text{día}} = 8 \text{ días}$$

6º 10 - 2680 - S (L = 200 mt. A = 13 mts H = 2.5)

LIMPIEZA :

$$\text{Tonelaje : } 200 \text{ m} \times 13 \text{ m} \times 2.5 \times 3.6 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = 23,400 \text{ T.M}$$

$$\text{Horas disponibles: } 23,400 \text{ T.M} \times \frac{1}{115 \text{ TM/Hr}} = 203 \text{ Horas}$$

$$\text{Ciclo limpieza : } 203 \text{ Horas} \times \frac{1}{14.5 \text{ Hr/día}} = 14 \text{ días}$$

RELLENO HIDRAULICO :

$$\text{Volumen : } 6,500 \text{ m}^3$$

$$\text{Ciclo R/H : } 6,500 \text{ m}^3 \times \frac{1}{950 \text{ m}^3/\text{día}} = 6 \text{ días}$$

7º 10-2300 - S (L = 160 mt A = 12 mt H = 2.5)

LIMPIEZA :

$$\text{Tonelaje : } 160 \text{ m} \times 12 \text{ m} \times 2.5 \times 3.6 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = 17,280 \text{ T.M}$$

$$\text{Mineral económico hasta la sección 2090} = 16,000 \text{ T.M}$$

$$\text{Horas disponibles : } 16,000 \text{ T.M} \times \frac{1}{115\text{TM/Hr}} = 140 \text{ Horas}$$

$$\text{Ciclo limpieza : } 140 \text{ Horas} \times \frac{1}{14.5 \text{ Hr/día}} = 10 \text{ días}$$

PERFORACION :

$$\text{Techo: } 160 \text{ mt} \times 8 \text{ Tal/Fila} \times \frac{1}{1.5 \text{ mt/Fila}} = 853 \text{ Taladros}$$

$$\text{Horas disponibles } 7 \text{ días} \times 10 \text{ Hrs/día} = 70 \text{ Horas}$$

$$\text{Ciclo perforación : } 853 \text{ Tal} \times \frac{1}{120 \text{ Tal/día}} = 7 \text{ días}$$

DESATADO :

Metros de tajeo : 160 mts.

$$\text{Horas disponibles : } 6 \text{ días} \times 8 \text{ Hr/día} = 48 \text{ Horas}$$

$$\text{Ciclo desatado : } 160 \text{ mts} \times \frac{1}{25 \text{ mt/día}} = 6 \text{ días}$$

RELLENO HIDRAULICO :

Volumen . : 4,800 m³

Ciclo R/H : 4,800 m³ x $\frac{1}{950 \text{ m}^3/\text{día}}$ = 5 días

8º 10 2943 - N (L = 140 mts, A = 10 mts, H = 2.5 mts).

LIMPIEZA :

Tonelaje : 140 m x 10 m x 2.5 m x 3.6 $\frac{\text{TM}}{\text{m}^3}$ = 12,600 T.M

Mineral en cancha 1,400 T.M

TOTAL 14,000 T.M

Horas disponibles : 14,000 T.M x $\frac{1}{115 \text{ TM/Hr}}$ = 122 Hr

Ciclo limpieza : 122 Hr x $\frac{1}{14.5 \text{ Hr/día}}$ = 8 días

PERFORACION :

$$\text{Techo: } 140 \text{ m} \times 8 \text{ Tal/fila} \times \frac{1}{1.5 \text{ mt/Fila}} = 747 \text{ Taladros}$$

$$\text{Taladros remanentes } 53 \text{ Taladros}$$

$$\text{TOTAL } 800 \text{ Taladros}$$

$$\text{Ciclo perforación : } 800 \text{ Tal} \times \frac{1}{120 \text{ Tal}} = 7 \text{ días}$$

$$\text{Horas disponibles : } 7 \text{ días} \times 10 \text{ Hr/día} = 70 \text{ Horas}$$

4.3 PERFORACION Y VOLADURA4.3.1 EXPLOSIVOS UTILIZADOS

Los explosivos son mezclas químicas que reaccionan a gran velocidad para liberar gases y calor y así causar grandes presiones. En la actualidad en Cobriza se utilizan dos tipos de explosivos : Anfo y Dinamita.

4.3.1.1 Anfo

Es una mezcla simple de nitrato de amonio y petróleo (Diesel 2) el cual analizaremos su ingrediente principal.

4.3.1.2 Nitrato de Amonio

4.3.1.2.1 Características

Es un sólido cristalino, blanco muy oxidante, higroscópico soluble en agua con un contenido de 35.4% de nitrógeno, cuya densidad varía entre 0.75 a 0.90 gr/cc. En su forma granulada es bastante poroso, esto permite una fácil absorción del petróleo, y que al mezclársele con éste al 6% se convierte en agente explosivo denominado anfo.

4.3.1.2.2 Propiedades Físicas

Las propiedades físicas más importante del Nitrato de Amonio son : Velocidad de detonación y sensibilidad.

4.3.1.2.3 Velocidad de Detonación

Es un valor que indica el tiempo en que la energía es liberada y capaz de ser aprovechada, antes que se disipe.

La máxima velocidad de detonación se obtiene cuando el oxígeno de reacción está en equilibrio en la mezcla. Esto se logra cuando el oxígeno del NO_3 reacciona con el hidrógeno y con el carbono del petróleo para formar CO_2 y H_2O . Se obtiene esto cuando la mezcla del nitrato de amonio y petróleo está en una proporción en peso de 94% a 6%. Cuando el contenido de petróleo es más bajo, se produce un exceso de O_2 , formándose los óxidos de nitrógeno NO ó NO_2 altamente venenosos; y si hay deficiencia de oxígeno se formará el gas letal de monóxido de carbono y se reduce la velocidad de detonación.

El valor de la velocidad de detonación está en los rangos de : 2,500 a 3,000 metros por segundo.

4.3.1.2.4 Factores que Afectan la Velocidad de Detonación

Se mencionan los siguientes

TAMAÑO DE LA PARTICULA.

Al disminuir el tamaño de las partículas de nitrato de amonio, da como resultado una densidad del producto

más alta, obteniéndose un aumento de la velocidad de detonación con la disminución del tamaño de los prills hasta un límite de densidad : 1.0. De acuerdo a las especificaciones para el tamaño de los prills del nitrato de amonio, para ser usado como agente de voladura debe estar entre los mallas - 10 a + 16.

Una desventaja que se presenta es el apelmamiento del nitrato, cuando éste se encuentra muy fino, pero al estar revestido con 3% de inerte, no presenta problemas.

- PORCENTAJE DE HUMEDAD

Por ser higroscópico el nitrato de amonio, no puede utilizarse en un taladro que contenga agua. La influencia de la cantidad de agua contenida en el nitrato de amonio hace variar grandemente la velocidad de detonación. A 4% de humedad se logra una eficiente detonación del Anfo; pero cuando el contenido de agua es del orden del 10% ya no se produce la detonación.

El agua contenida en la mezcla explosiva **absorbe parte** del calor desarrollado por la explosión para evaporarse, disminuyendo de este modo parte del calor que debe estar presente para que se produzca la detonación.

DIAMETRO CRITICO

Generalmente hablando, la velocidad de detonación au-

menta con el diámetro del taladro, cuando es menor el diámetro del barreno, reduce sensitivamente la velocidad de detonación, hasta llegar a un diámetro en el cual no se produce la explosión; para el caso del nitrato de amonio su diámetro crítico es alrededor de 20 a 25 milímetros de diámetro.

- CONTENIDO INERTE

Los gránulos de nitrato de amonio, están recubiertos por una sustancia inerte tal como tierra de diatomias (SiO_2), lo cual evita que se aglomere y lo mantiene por mucho tiempo en su forma granulada, disminuyendo de esta forma su poder higroscópico.

- DENSIDAD DE CARGA

La velocidad de detonación aumenta con el incremento de la densidad de carga,, llegando hasta el máximo valor con la densidad de 1.0 a 1.1 gr/cc; cualquier incremento que se haga sobre 1.1, reduce la velocidad de detonación del Anfo, hasta hacerse enteramente inexplorable a pesar de ser cebado. Generalmente la densidad del nitrato de amonio es alrededor de 0.7 a 0.9 por carga manual y hasta 1.0 cuando se utiliza cargador neumático, aunque esto depende de su tipo, condiciones para operación y calidad del nitrato.

4.3.1.2.5 Sensibilidad

Es la facilidad relativa con la cual se puede iniciar la reacción de un explosivo y con la cual la reacción es propagada a través de todo el explosivo.

La sensibilidad del Anfo varía con la densidad de carga; en perforaciones húmedas, se anula rápidamente. El contenido de petróleo hace variar la sensibilidad, siendo mayor para contenidos bajos de petróleo (1 ó 2%); pero sacrifica la velocidad de detonación, lo cual bajará rápidamente.

La temperatura a que están expuestos los sacos de nitrato de amonio, pueden afectar la sensibilidad de la mezcla, cuando ésta fluctúa alrededor de los 32°C.

En tal caso hay un aumento de la sensibilidad por la degradación física de los granos de nitrato de amonio (rompimiento de la red de cristal, con aumento de volumen).

4.3.1.2.6 Preparación del Anfo

El explosivo usado es el Anfo y tiene las siguientes características :

a) SENSIBILIDAD DE CARGA

Profundidad de taladro = 11 pies = 3.35 m = 335 cm.

Diámetro taladro = 2 pulgadas = 5.08 cm

Volumen $\pi ((5.08)^2/4) \times 335 = 6793.3 \text{ c.c.}$

Se carga 6 Kg/taladro = 600 gramos/Tal.

$(600 \text{ gr/tal})/679.3 = 0.88 \text{ c.c.}$

b) PETROLEO

Las dimensiones del tanque que se usa es :

$0.2 \times 0.2 \times 0.5 = 0.020 \text{ m}^3 = 20 \text{ litros}$

La cantidad de petróleo añadido es :

1 tanque + 1/5 parte del tanque = 24 litros =
6 galones a 6 bolsas de Anfo.

Entonces la relación es : 1 galón/bolsa de Anfo.

El punto ideal para usar el Anfo es 1 día después de haberse preparado.

El petróleo utilizado es el Diesel Nº 2, corriente, el cual tiene una alta energía térmica, reacción fácil, apropiado punto inflamador y viscosidad.

La velocidad de detonación llega al máximo en el punto donde la agresión de petróleo sea 5.56%, que es el equivalente teórico del balance de oxígeno en la mezcla de nitrato de amonio con petróleo diesel Nº 2.

Teniendo en consideración las condiciones de trabajo para la mezcla podemos señalar las propiedades siguientes

- La producción de gases venenos es mínima debido a que la mezcla se realiza en las proporciones adecuadas.
- El diámetro de carga por tratarse de un explosivo de flujo libre es igual al diámetro de la broca de perforación o sea 2 pulgadas.
- La velocidad de detonación se puede asumir que llega a 3,500 metros por segundo.
- Para iniciar la reacción del Anfo se utiliza como cebo dinamita semexa 75%.

4.3.2 DINAMITA

La dinamita utilizada es el de tipo semexa, Gelatina Especial 75%, en cartucho de 1 1/8 pulgadas de diámetro por 7 pulgadas de longitud, es usada como iniciador del Anfo, en los disparos de tajeos y frentes sus propiedades son :

- Resistencia al agua.
- Densidad : 160 cartuchos por caja de 50 libras.
- Velocidad de detonación : 4,500 metros por segundo.
- Sensibilidad : Se inicia la reacción con fulminante N° 6.

Su alta velocidad de detonación produce una buena fragmentación especialmente en rocas densas y homogéneas, lo que hace que sea ventajoso, para el posterior transporte del material volado.

4.3.3 ACCESORIOS EMPLEADOS

Son dispositivos explosivos destinados a iniciar, propagar o, retardar la acción de las cargas explosivas.

Ellos son

4.3.3.1 Iniciadores o Detonadores

- a) Fulminante simple Nº 6, es un iniciador de dinamita, cordón detonante y otros explosivos sensibles, el cual es iniciado por una mecha de seguridad y otro secundario de alto poder explosivo.

Tiene las siguientes características

DIMENSIONES

- Longitud (mm.) 35

- Diámetro ext.(mm.) 6.2

Resistencia a la Humedad 24 hs/100% H.R.

Resistencia al Impacto 2 Kgr/90 cm.

CARGA EXPLOSIVA :

- Primaria (Azida de plomo) mgr. 200 300
- Secundaria (PETN, RDX) mgr. 300 - 400

- b) Fanel, se usa la serie de período corto (rojo) de longitud 4.8 metros utilizado en los disparos de techo.
- c) Conectores de ranura, utilizados en frentes.

4.3.3.2 Cordón Detonante

Es un accesorio para voladura de alta velocidad, de fácil manejo y gran seguridad.

Contiene un núcleo explosivo de alto poder pentrita cubierto de papel serpentina, trenzados con hilos de algodón y polipropileno cubierto por PVC, para obtener buena impermeabilidad y resistencia a la tensión.

El cordón detonante utilizado en Cobriza es el pentacord 5 P, de marca Famesa, utilizándosele en líneas descendentes de taladros como para el amarre en superficie de estas líneas.

Se ha experimentado el uso del cordón detonante 3 P, en Cobriza obteniéndose buenos resultados e influenciando en lo que a costos se refiere.

Las principales propiedades del cordón detonante 5 P, son:

- Resistencia al agua.
Gramaje de explosivo gr/m mínimo 5.
- Resistencia a la tracción (lb) mínima 30.
- Velocidad de detonación 7,300 metros por segundo.
Sensibilidad se inicia con un fulminante Nº 6.
- Ofrece un estiramiento amplio y el núcleo de pentrita no sufre discontinuidad.

4.3.3.3 Mecha de Seguridad

Son de marca Famesa, y tiene una estructura básica de 9 capas de papel e hilos (papel, algodón, impermeabilizantes y plástico PVC), que cubren una alma de pólvora.

El diámetro de la mecha es de 5 mm. y la carga de pólvora es de 6 gr/m, presenta una velocidad de combustión de 145 seg/m. En Cobriza para 1 metro de longitud de mecha, se tiene un tiempo de 164 segundos aproximadamente; es usado para iniciar los fulminantes comunes.

- El Ignitacord Z - 18 (rojo); es un accesorio de voladura compuesto de una masa pirotécnica continua con alma y refuerzo de alambres de cobre, fierro u otros, los cuales están recubiertos por un material impermeable, en el caso de Famesa, esta cobertura es plástica.

El Ignitacord tiene por finalidad, transmitir el encendido a la mecha de seguridad a través del conector al

cual se le fija y es aplicable para voladuras con taladros múltiples.

Su tiempo de combustión es de 35 seg/mt S. N. M. + 10%

CARACTERISTICAS TECNICAS

- Diámetro externo 1.95 ± 0.3 mm.
- Resistencia al agua · 10 cms. de profundidad por 1 Hr.
Soporta un peso de
 - Sin combustión 8 Kilogramos
 - En la combustión · 0.5 Kilogramos
- Vida útil en condiciones normales de almacenamiento mínimo 12 meses
- Cordón flexible.
- Cobertura plástica impermeabilizante.

Carga de material pirotécnico : 5 grs/mt + 10%

Conectores de Ranura para ignitacord.- Es un accesorio de voladura complementario del ignitacord, compuesto de un casquillo de aluminio ranurado cerca a la base y que en su parte interior lleva una masa piroténica. Al fijarse el ignitacord por la ranura y activarse éste, el conector recibe la chispa y es activado generando el encendido de la mecha de seguridad que previamente ha sido encapsulada.

4.3.4 USO DEL FANEL

El fanel (Fulminante Antiestático no Eléctrico) es un accesorio de voladura, altamente eficiente y seguro de iniciación, que utilizamos en Cobriza, para los disparos de techos en los tajeos.

El uso del fanel garantiza las secuencias de salidas de acuerdo a las caras libres planeadas, de que no existan tiros cortados por daños de mangueras, es eficiente aún sumergido en agua y de que no existan problemas de iniciación por corriente estática.

Permite una mayor maniobrabilidad en las operaciones de carguío, ofreciendo todas las ventajas de sincronización de un sistema eléctrico sin peligro.

Se está experimentando el uso del fanel, en los disparos de frente (fanel blanco - período largo). En la zona I, los resultados vienen siendo favorables, dado al avance alcanzado 95% de la profundidad perforadora con una fragmentación aceptable, reducción de costos de perforación y limpieza por metro de avance.

El uso de fanel en voladura de frentes, permite aprovechar las escalas de tiempo (retardo) de cada clase en la formación de caras libres adecuadas, para lograr mejores eficiencias de los disparos al reducir la longitud de los tacos.

El fanel serie período largo es el que se viene introduciendo

do en la voladura de frentes en pizarra y en manto mineralizado. También pueden utilizarse para puentes en disparos de techo y en voladura controlada.

4.3.4.1 COMPONENTES DEL FANEL

El fanel consta de

- 1º Manguera Fanel, conductora de la onda de choque.
- 2º Un fulminante retardo.
- 3º Una etiqueta, que indica el número del período de retardo del fulminante.

1º MANGUERA CONDUCTORA FANEL.

Es la parte que da la característica especial al fanel :

Está fabricada de un material termoplástico flexible y de gran resistencia mecánica. Esta manguera de pequeño diámetro está cubierta interiormente por una sustancia explosiva uniformemente distribuida en toda su longitud.

Su función consiste en que una vez iniciada, conduce interiormente una energía suficiente para iniciar al fulminante de retardo, la cual viaja a través de la manguera en forma de onda de choque a

una velocidad aproximada de 1,500 m/seg. sin producir otros efectos en sus alrededores.

ESPECIFICACIONES

Diámetro externo 3.0 mm.
Diámetro interno : 1.3 mm.
Longitudes 3.0 mts. 3.5 mts, 4.0 mts, 4.8 mts.
Carga explosiva : 40 mgs/mt.
Resistencia a la tracción : 10 Kgr.

2º FULMINANTE DE RETARDO.

Disponen de un elemento retardador, que permite detonar con diferentes intervalos de tiempo.

Cuando se le inicia puede desarrollar un volumen trauzl de 30 cm^3 e iniciar eficientemente agentes de voladura tipo Anfo, Hidrogeles, etc; sin necesidad de cebarla a un cartucho de dinamita o boosters adicional, en taladros cuyo diámetro pueden variar hasta 2 1/2 pulgada y en longitud de 12 pies, siempre y cuando se practiquen normas adecuadas de carguío de taladros.

3º ETIQUETA

Nos indica el número de serie del retardo cuyo tiempo está dado por las escalas y va adherida a la manguera. Fanel y/o en el conector simple.

SERIES DEL FANEL

| ----- | | | ----- | | |
|-------------|-------------------|-------|-------------|-------------------|-------|
| SERIE | PERIODO | CORTO | SERIE | PERIODO | LARGO |
| Manguera | de | color | Manguera | de | color |
| | | Rojo | | | Azul |
| ----- | | | ----- | | |
| Nº de serie | Tiempo de Retardo | | Nº de serie | Tiempo de Retardo | |
| | En Milisegundos | | | En Milisegundos | |
| ----- | | | ----- | | |
| 1 | | 25 | 1 | | 250 |
| 2 | | 50 | 2 | | 500 |
| 3 | | 75 | 3 | | 750 |
| 4 | | 100 | 4 | | 1000 |
| 5 | | 125 | 5 | | 1250 |
| 6 | | 150 | 6 | | 1500 |
| 7 | | 175 | 7 | | 1750 |
| 8 | | 200 | 8 | | 2000 |
| 9 | | 225 | 9 | | 2250 |
| 10 | | 250 | 10 | | 2500 |
| 11 | | 300 | 11 | | 3000 |
| 12 | | 350 | 12 | | 3500 |
| 13 | | 400 | 13 | | 4000 |
| 14 | | 450 | 14 | | 4500 |
| 15 | | 500 | 15 | | 5000 |
| 16 | | 600 | ----- | | |
| 17 | | 700 | | | |
| 18 | | 800 | | | |
| 19 | | 900 | | | |
| 20 | | 1000 | | | |
| ----- | | | ----- | | |

4.3.4.2 Unidades de Conexión

Son dispositivos utilizados para unir la manguera fanel de los detonadores individuales al sistema de encendido. Se dividen en dos tipos :

- Conectores simples y múltiples.

1º Conector Simple

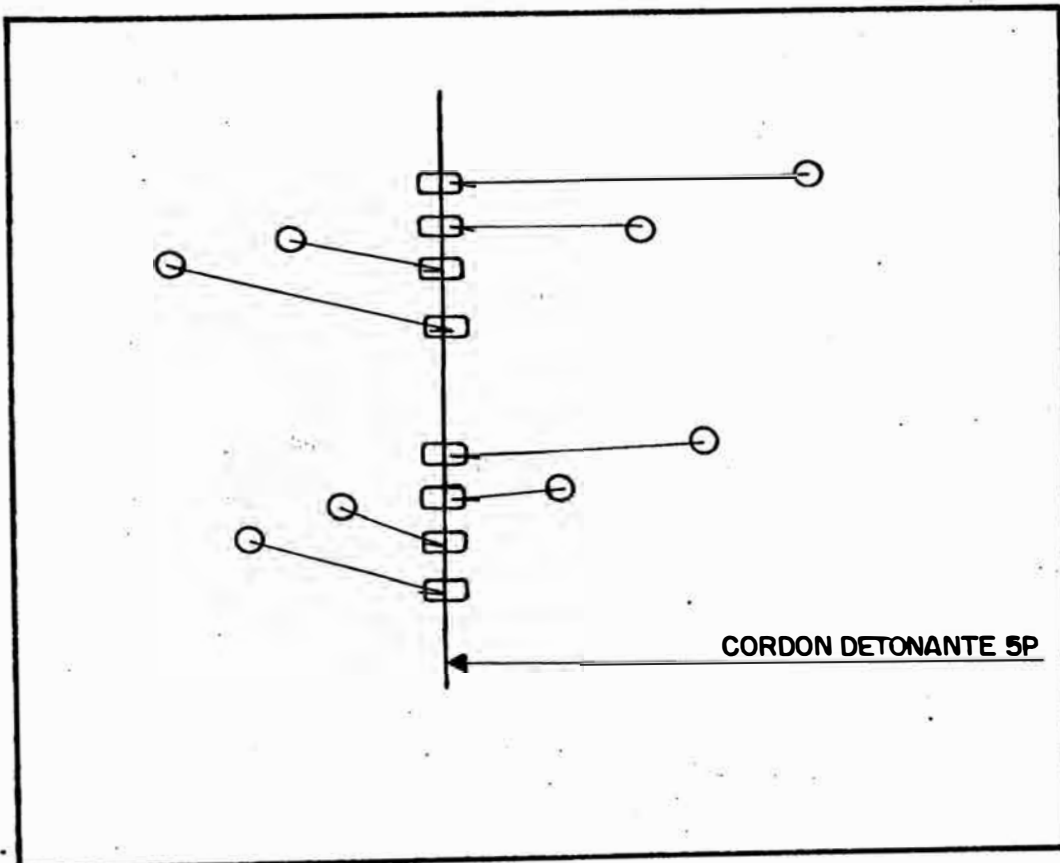
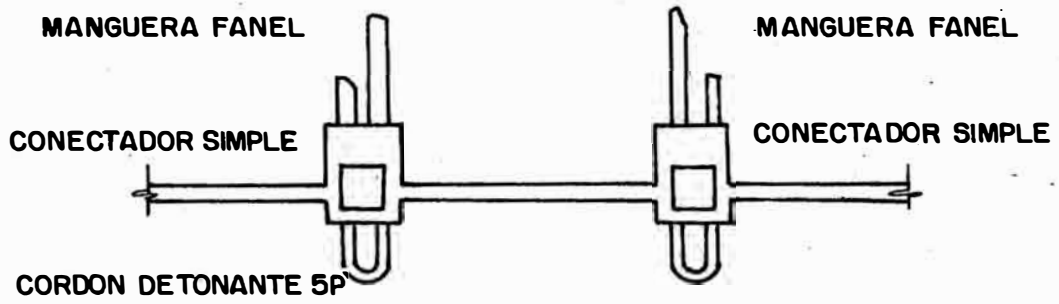
Es un bloque de plástico sin carga que en su extremo libre y sellado de la manguera fanel se aleja en forma longitudinal al eje y el cordón detonante se coloca en forma transversal al referido eje.

En Cobriza utilizamos conector simple y cordón detonante 5P.

2º Conector Múltiple

Está compuesto por dos bloques de plásticos unidos por una manguera fanel, cuyos extremos se encuentran encapsulados a fulminantes, los cuales están alojados dentro de los referidos bloques.

CONEXION CON EL CONECTADOR SIMPLE.

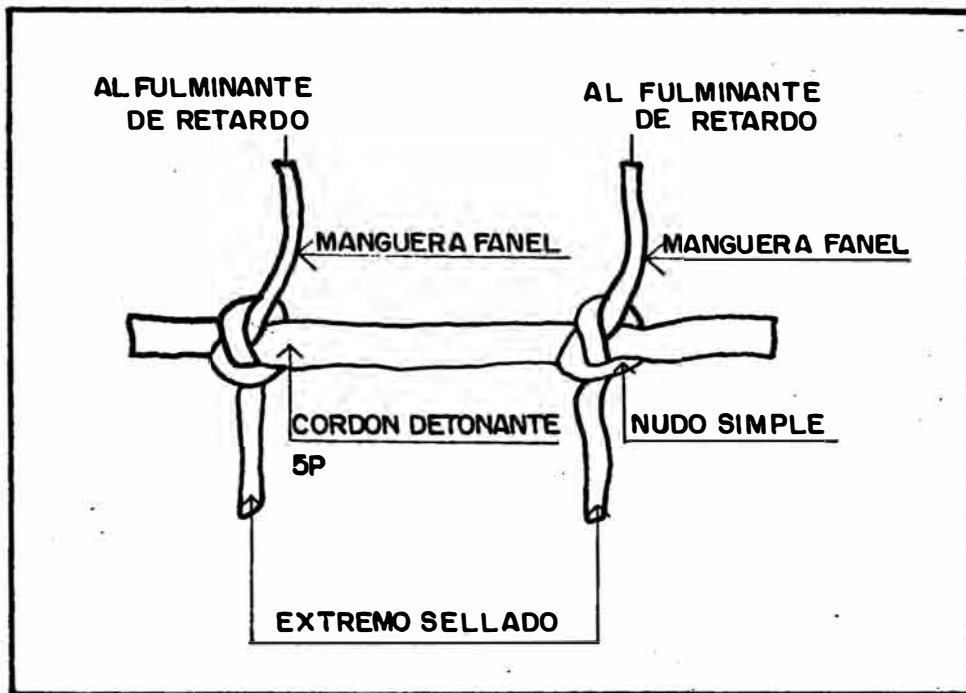


CONEXION EN TAJEO CON CONECTADORES SIMPLES Y CORDON DETONANTE 5P.

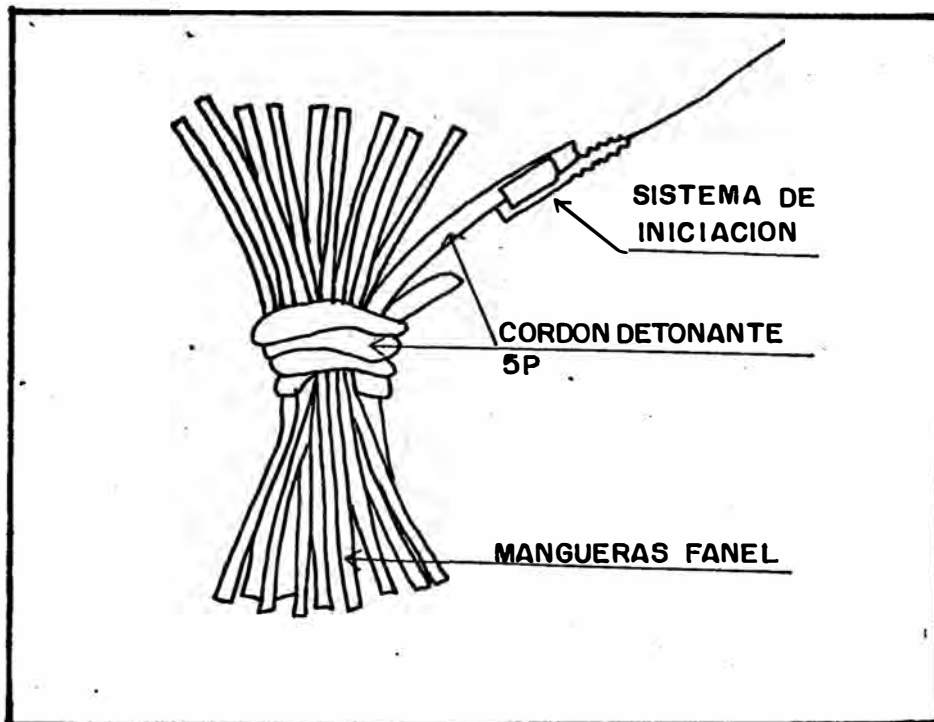
4.3.4.3 Métodos de Amarre con Cordón Detonante

En el caso de no contar con los conectadores, las conexiones al cordón detonante se pueden realizar de las formas siguientes :

- Se unen los terminales libres y sellados de la manguera fanel a la línea troncal del cordón detonante, mediante un simple nudo.



- Atando con el cordón detonante el mango de mangueras Fanel en un máximo de 10 unidades.



Por razones de seguridad cuando se está haciendo la conexión integral de una voladura, se debe tratar de tener dos puntos de iniciación en circuito cerrado como mínimo, para el cordón detonante y la manguera Fanel.

4.3.4.4 Características Operativas del Fanel

Podemos mencionar las siguientes características

- La onda explosiva tiene una alta velocidad de propagación dentro de la manguera (1,500 mts/seg).
- Los diferentes tipos de retardos garantizan las secuencias de salida de acuerdo a las caras libres planeadas.
- No existen problemas de iniciación por electricidad estática.
- La manguera fanel para ser iniciada necesita una onda explosiva, la cual debe ser proporcionada por un agente externo, y la continuación de la propagación de la referida onda, deberá tener la misma dirección.

Donde las condiciones de humedad son altas funciona eficientemente.

- El sistema FANEL puede ser iniciado mediante el método tradicional de mecha de seguridad y con un conector o simplemente con fulminante Nº 6 u 8.

También puede iniciarse a distancia mediante un fulminante eléctrico. Con la propia manguera fanel se puede iniciar el disparo a distancia con una pistola o con un fulminante eléctrico de seguridad.

- En la prueba a la llama directa, para la manguera fanel,

no propaga la onda de choque y quema hasta carbonizarse.

CARACTERISTICAS DEL FANEL, SERIE PERIODO LARGO
(manguera blanca)

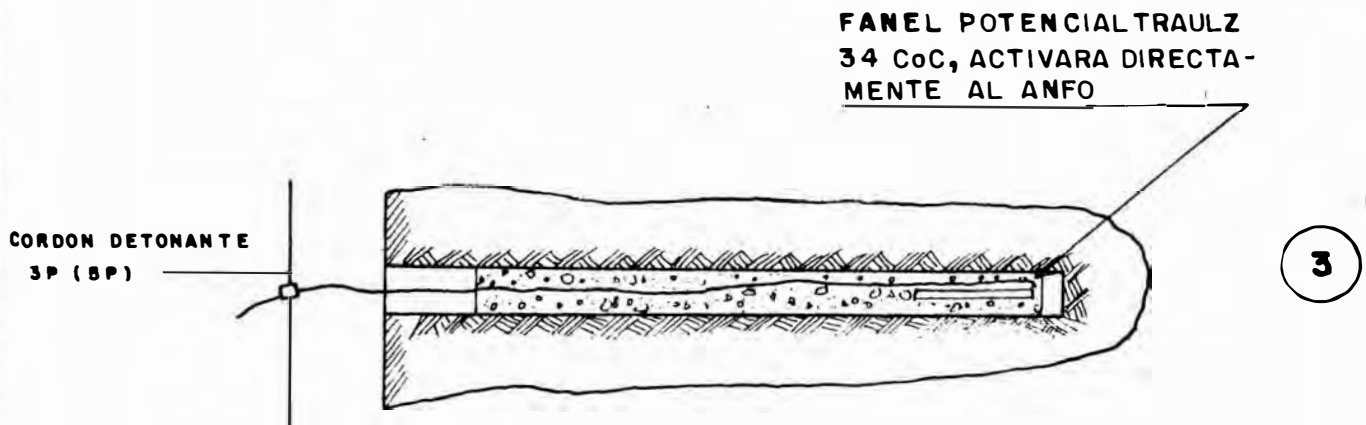
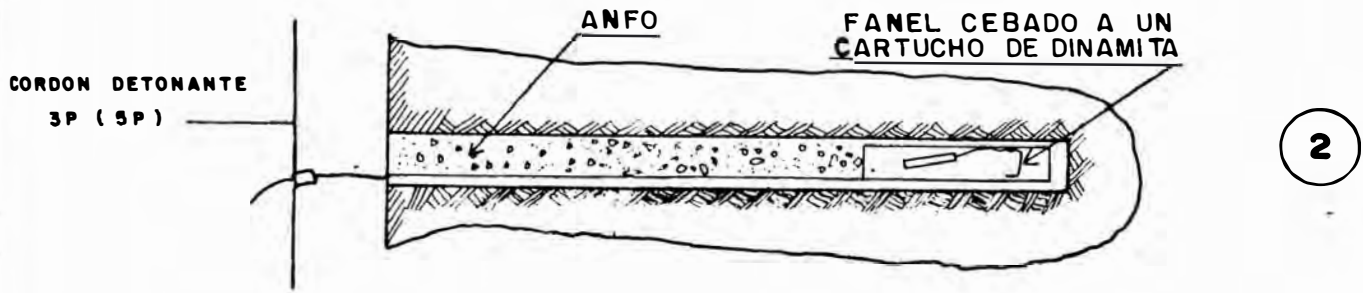
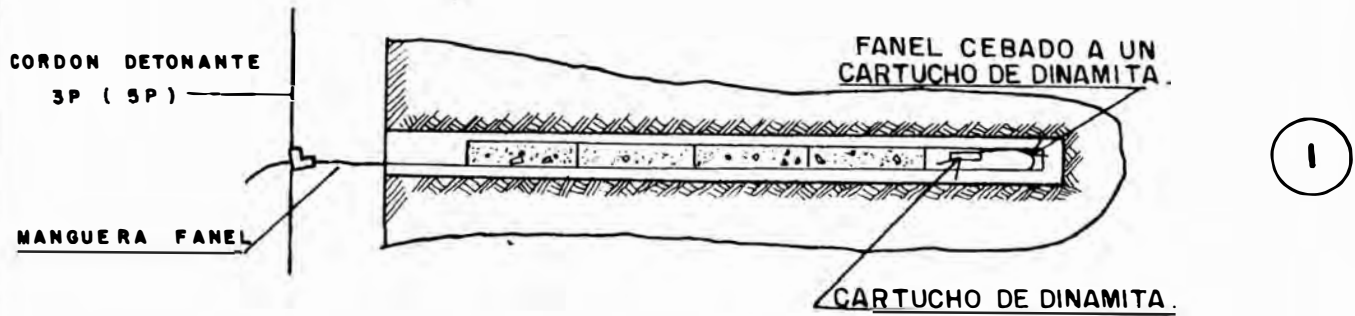
| Nº SERIE | RETARDO EN MILISEGUNDOS |
|-------------|----------------------------|
| 1 | 500 |
| 2 | 1000 |
| 3 | 1500 |
| 4 | 2000 |
| 5 | 2500 |
| 6 | 3000 |
| 7 | 3500 |
| 8 | 4000 |
| 9 | 4500 |
| 10 | 5000 |
| 11 | 5600 |
| 12 | 6200 |
| 13 | 6800 |
| 14 | 7400 |

PRUEBA Nº 1 FANEL BLANCO :

Lugar : 63 - 2943 N - S2

Material : Manto

DIFERENTES ALTERNATIVAS DE CARGADO DE LOS TALADROS CON EL SISTEMA FANEL



NOTA :

- LA ALTERNATIVA 1 , ES RECOMENDADA PARA VOLADURAS EN TALADROS CON PRESENCIA DE AGUA.
- LA ALTERNATIVA 2 y 3, RECOMENDADAS PARA VOLADURAS EN TALADROS SECOS DONDE EL AGUA NO AFECTARA A LOS NITROCARBONITRATOS (ANFO - EXAMON).

| | |
|--------------------------|--|
| Explosivo | : Anfo |
| Fanel | : Rojo (1, 3, 5), blanco (1, 10) |
| Sección | : 6.4 x 4.8 |
| Número total de taladros | : 46 |
| Longitud promedio | : 3 mts. |
| Diámetro taladro | : 2" Ø |
| Ubicación cebo | : Fondo del taladro con cartucho de dinamita adicional en el corte. |
| Corte | : Corte quemado con 9 taladros cargados 6 taladros con fanel rojo. Distancia entre taladro corte de 5 pulgadas. |
| Consumo Anfo | : 133 Kg. |
| Consumo Dinamita | : 43 + 6 = 49 cartuchos |
| Consumo Fanel | : 06 unidades rojo 37 unidades blanco |
| Metros perforados | : 138 mts. |
| Volumen roto | : 92.16 m ³ |
| Densidad de material | : 3.62 |
| Toneladas rotas | : 336.2 |
| Perforación específica | : 0.42 |
| Fragmentación | : Muy buena |
| Sobrerotura | : Ninguno |
| Tiros cortados, soplados | : Cero |

PRUEBA Nº 2. FANEL BLANCO :

Lugar : 60 - 2943 N

Material : Manto

Explosivo : Anfo

Fanel : rojo (1, 3, 5), blanco (1, 8)

Sección : 6.50 x 4.85

Nº total de taladros : 49

Longitud Promedio : 3 metros

Diámetro taladro : 2 pulgadas

Ubicación del cebo : Fondo del taladro

Corte : Corte quemado con 9 taladros, car
gados 6 taladros.

Consumo explosivo : Anfo 146 Kg.
Dinamita : $46 + 6 = 52$
Fanel : 06 unidades rojo
: 40 unidades blanco

Metros perforados : 147 metros

Volumen roto : 85.1 m³.

Tonelaje roto : 30 T.M

Perforacion especifica : 0.47 M/Tm
6.29 Tm/Tal.

Factor explosivo : 0.49

Fragmentación : Buena

Sobrerotura : Poco

Longitud promedio tacos : Cero

Tiros cortados. soplados : Cero

PRUEBA Nº 3 BLANCO

| | |
|-----------------------|--|
| Lugar | 70 - 260 S/N |
| Material | Manto (roca suave) |
| Explosivo | Anfo |
| Fanel | : Rojo (1,3,5) + blanco (1,8) |
| Sección | 8.70 x 5.60 |
| Nº de taladros | : 50 |
| Longitud promedio | 3 mts. |
| Diámetro del taladro | 2 pulgadas |
| Ubicación del cebo | Al fondo del taladro, |
| Corte | Corte quemado con 9 taladros, cargados 6 taladros con el fanel rojo. |
| Consumo de explosivos | Anfo 146 Kgr. Dinamita : 47 + 6 = 53 cartuchos Fanel : 6 unidades rojo (1, 3, 5) 41 unidades blanco 1,8 |
| Metros perforados | 150 mts. |
| Volumen roto | 131.5 |
| Densidad material | 3.62 |
| Toneladas rotas | · 476.2 |
| Perf. específica | 0.31 m/tm 9.52 TM/tal. |
| Factor explosivo | 0.32 |
| Fragmentación | : Buena |
| Sobrerotura | Ninguno |

Promedio tacos : Cero

Tiros cortados y soplados : Cero

El burden calculado promedio se ha considerado $B = 1.27$ mts. el cual es hallado de la siguiente forma :

$$B = \frac{Kb \times De}{12}$$

donde : $De =$ Diámetro del taladro en pulgadas $= 2.$

$Kb =$ Radio de carga, utilizado para explosivos de baja densidad tipo anfo igual a 25.

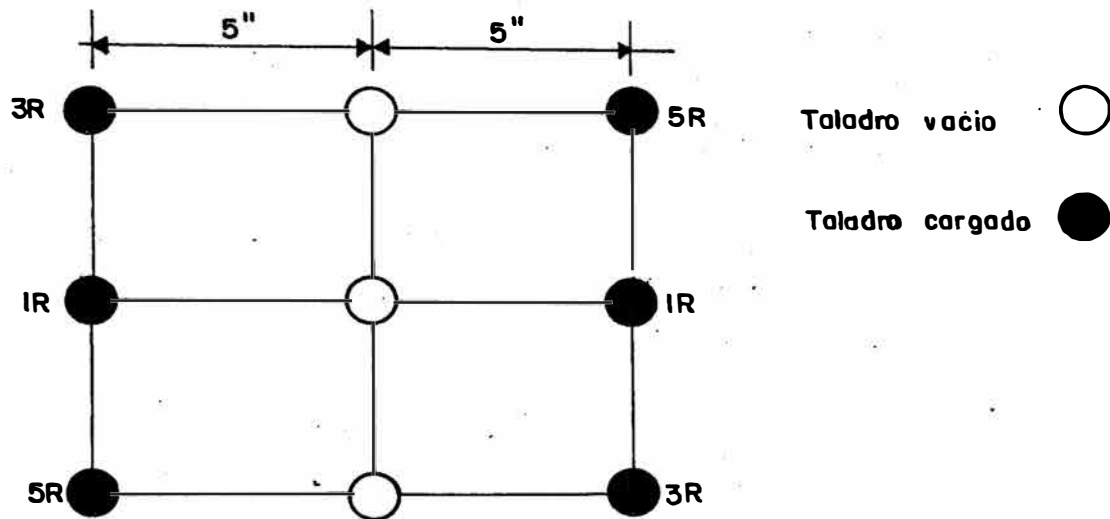
Reemplazando :

$$B = \frac{25 \times 2''}{12} = 4.16 \text{ pies} \approx 1.27 \text{ mt.}$$

$$B = 1.27 \text{ mts.}$$

El promedio de los burden de los tres disparos oscilaba entre (1.15 - 1.30); el cual ha dado una fragmentación y un desplazamiento adecuado del material.

El corte disparado se ha hecho por secuencia combinada de fanel rojo y fanel blanco; tal como se muestra en el gráfico adjunto.

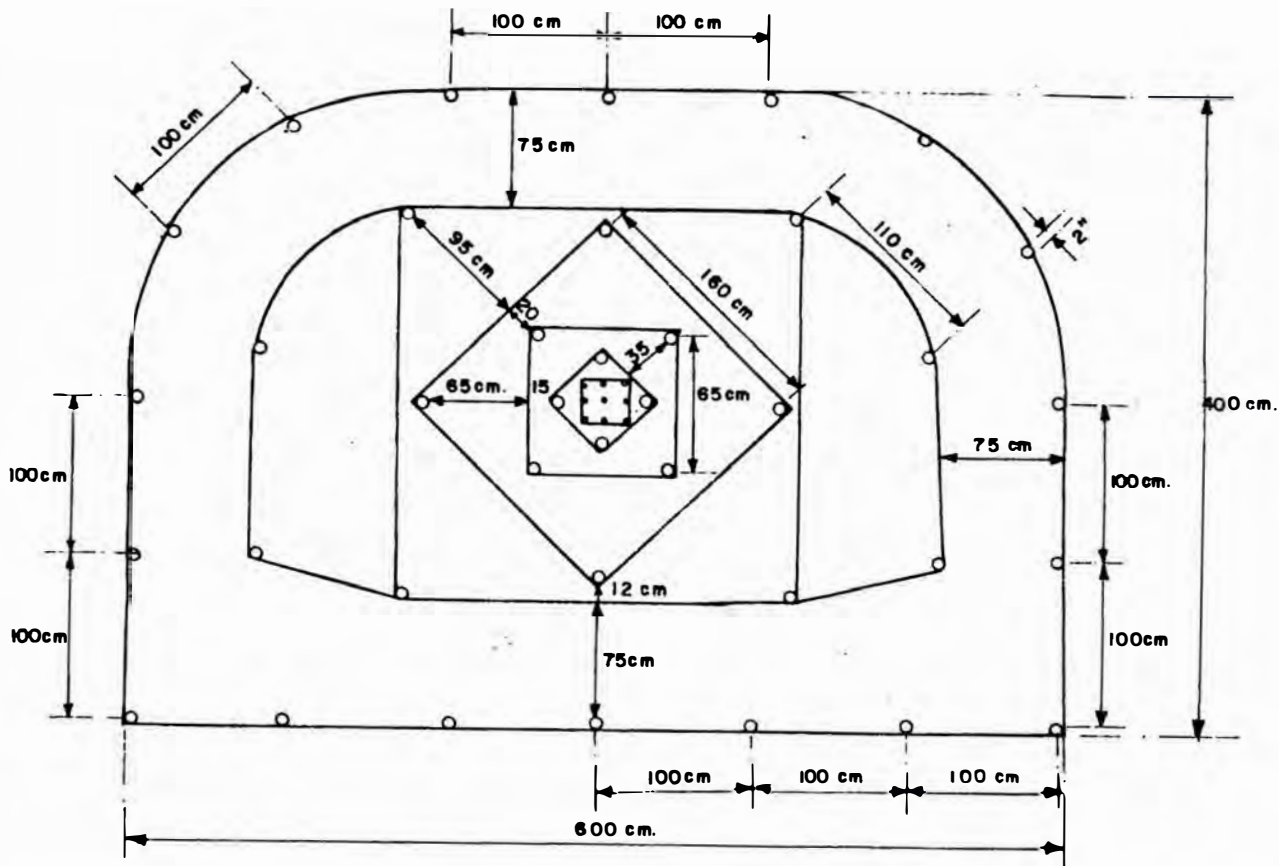


4.3.5 METODO DE TRABAJO

En la mina Cobriza se operan 2 turnos de 8 horas cada uno, 6 días a la semana y tres turnos el día domingo.

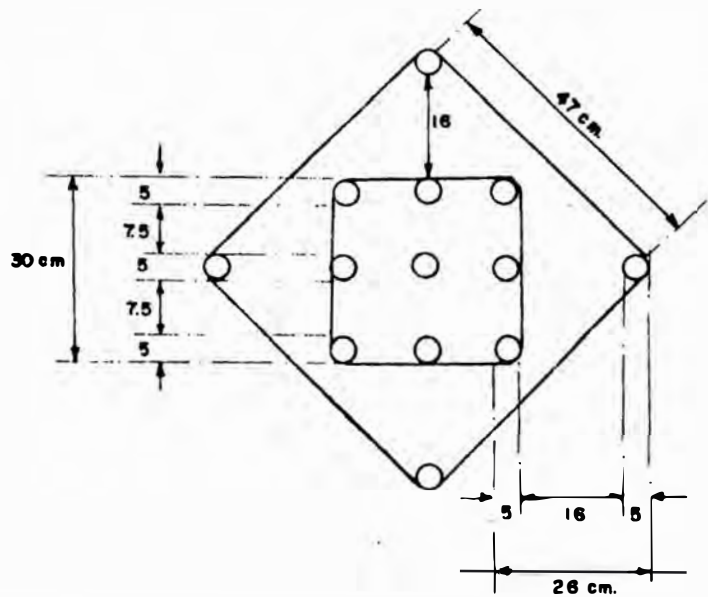
En los diseños de explotación de los tajeos, de acuerdo a los perfiles y extensiones de los equipos que se utilizan se ha establecido que para los tajeos de 15 mts. de ancho, el arco del techo se trace con un radio de 15 mts. mientras que para tajeos de 30 mts. de ancho, el radio de curva del techo debe ser de 43 mts. De tal manera que en la etapa de perforación, la altura del piso al techo no debe ser mayor de 5.0 metros y en la etapa de carguío de los taladros el techo no debe estar a más de 2.5 mts. del piso.

A alturas de 7 mts. del piso, el Jumbo y Scaler trabajan en condiciones desfavorables, sobre todo este último, que en lugar de golpear con la inclinación efectiva para descolgar rocas, lo hace es debilitar el techo.



DISTRIBUCION DE TALADROS

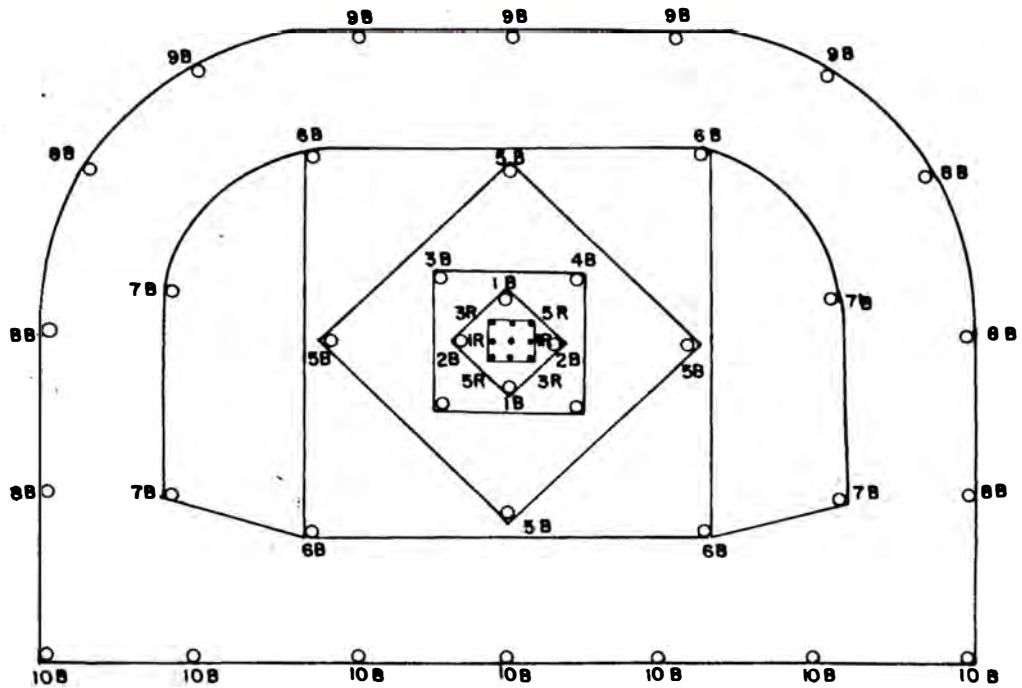
| | | | |
|-----------------------|---|---------|--------------|
| 1. ARRANQUE | 9 | (Total) | 6 (cargadas) |
| 2. 1era AYUDA | 4 | | |
| 3. 2da AYUDA | 4 | | |
| 4. 3ra AYUDA | 4 | | |
| 5. 1ra ENVOLVENTE | 8 | | |
| 6. CUADRADOR | 6 | | |
| 7. ARCO | 5 | | |
| 8. ARRASTRE | 7 | | |
| TOTAL TALADROS | | | |



AMPLIACION DEL CORTE QUEMADO Y PRIMERAS AYUDAS PARA MOSTRAR DETALLE DE DISTANCIAS

| TERRENO | CORTE | ANCHO | ALTO | Nº TALD. CORTE | Nº TALD. DISPARO NORMAL | Nº TALD. SMOOTH PRESPLIT | TOTAL TALADRO | DIAMETRO TALADRO PULGADAS |
|--------------|---------|-------|------|----------------|-------------------------|--------------------------|---------------|---------------------------|
| MANTO (DURO) | QUEMADO | 6 | 4 | 9 | 38 | — | 47 | 2 |



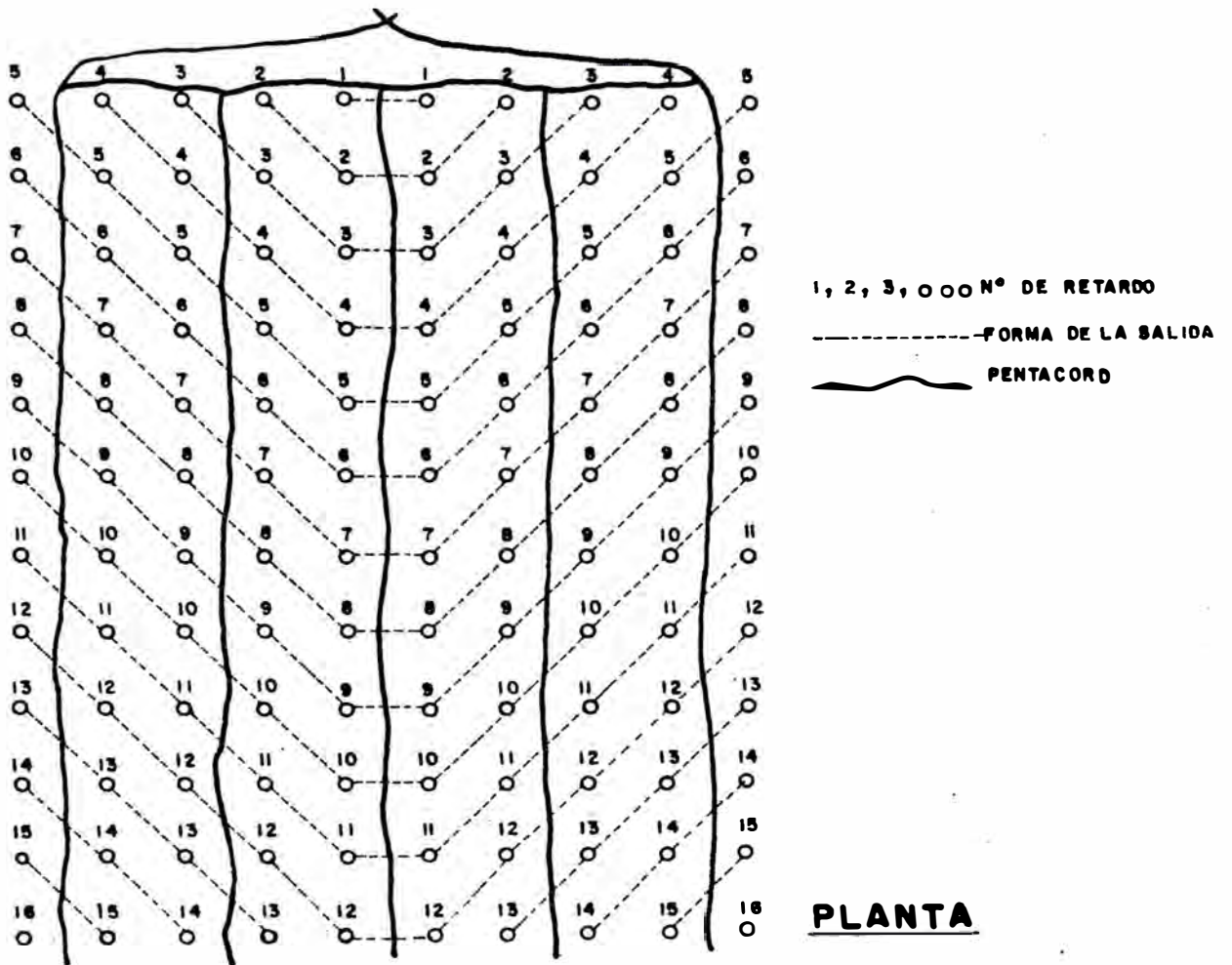
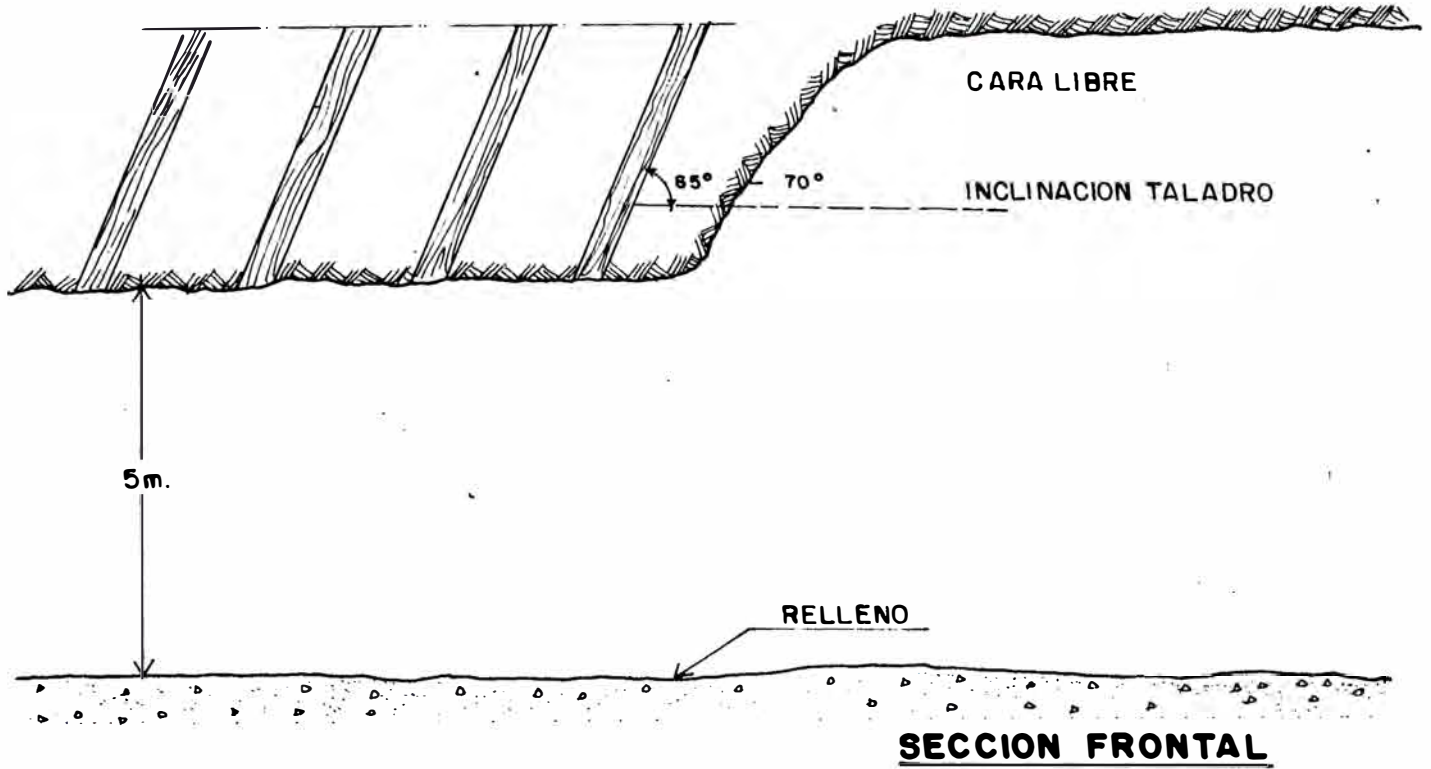


DISTRIBUCION DE UBICACION DE RETARDOS :
 SEGUN PLANTILLA DE PERFORACION PARA
 FRENTE EN MANTO TERRENOS DURO Y MEDIO.

| TIPO DE FANEL | TIEMPO EN MILISEGUNDO | CANTIDAD POR DISPARO |
|---------------|-----------------------|---------------------------|
| FR # 1 | 25 | 2 |
| FR # 3 | 75 | 2 |
| FR # 5 | 125 | 2 |
| FB # 1 | 500 | 2 |
| FB # 2 | 1000 | 2 |
| FB # 3 | 1500 | 2 |
| FB # 4 | 2000 | 2 |
| FB # 5 | 2500 | 4 |
| FB # 6 | 3000 | 4 |
| FB # 7 | 3500 | 4 |
| FB # 8 | 4000 | 6 |
| FB # 9 | 4500 | 5 |
| FB # 10 | 5000 | 7 |
| FB # 11 | 5500 | Eventual por desquinces . |

FR - FANEL ROJO - PERIODO CORTO
 FB - FANEL BLANCO - PERIODO LARGO

DISEÑO DE UNA CONEXION FANEL EN VOLADURAS CON PERFORACION INCLINADA EN EL TECHO DE UN TAJEO.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA.

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA.
UNA CONEXION FANEL

Dibujo:

A. Yebuena V.

Fecha:

Noviembre 90

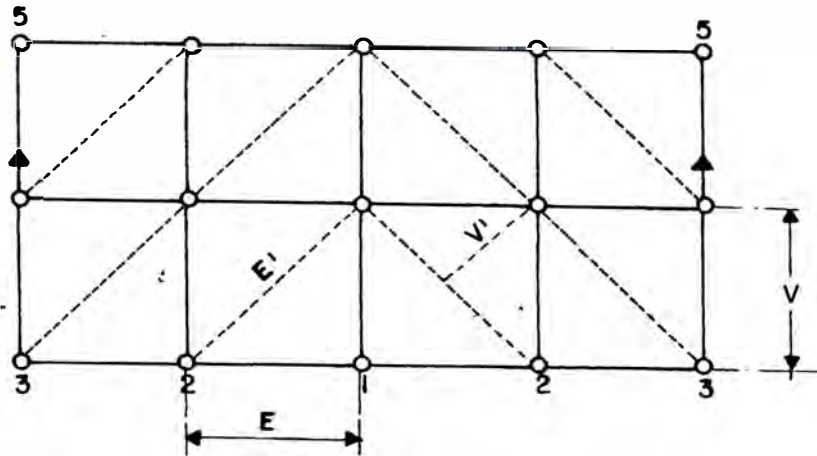
Escola:

1:100

Nº:

16 4.3.45

SELECCION DE RETARDOS Y PARAMETROS DISTRIBUIDOS EN "V"

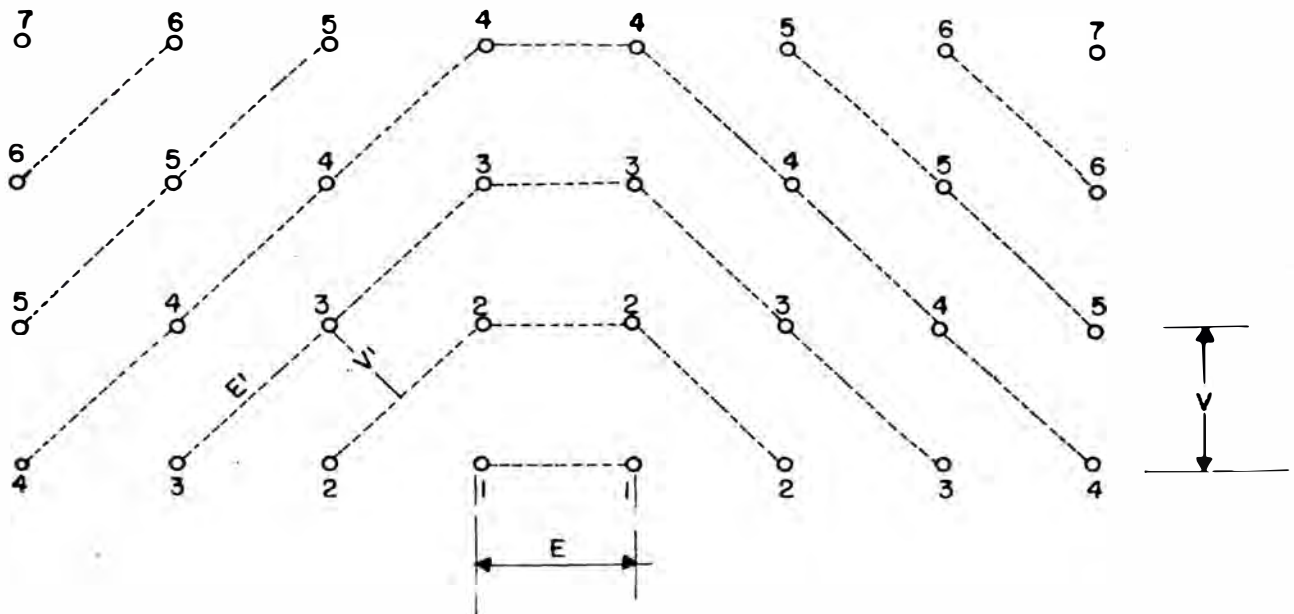


MALLA ORIGINAL
DESPUES DE UBICACION
DE RETARDOS

$E = V$
 $E' = 2V'$

$E =$ ESPACIAMIENTO
 $V =$ BURDEN
 $E' =$ NUEVO ESPACIAMIENTO (REAL)
 $V' =$ NUEVO BURDEN (REAL)

DISTRIBUCION DE RETARDOS EN FORMA DE TRAPEZIO



Las operaciones de minado se realizan en los ocho niveles y comprende las fases de perforación - relleno - voladura y limpieza.

El presente trabajo abarca 2 años de operación, período de Enero de 1,987 a Diciembre de 1,988 lo que permite llegar a obtener una estadística suficientemente sólida para su análisis.

Los estudios realizados han permitido determinar la eficiencia del equipo móvil y su optimización; así como las diferentes fases del ciclo de minado.

4.3.5.1 Perforación

La perforación se realiza mediante seis Jumbos hidráulicos, Boomer : modelo H - 115, de dos brazos con perforadoras hidráulicas COP - 1038 HD, que trabajan en dos turnos, con brocas de tipo cruz y botones de dos pulgadas de diámetro. El rendimiento varía de 10 a 15 taladros por hora, por 10 pies de profundidad.

La determinación del área a perforarse está basada en un planeamiento mensual, el cual sirve de base para los planes semanales en lo cual se determina la programación semanal y diaria de los equipos.

La programación de la perforación se efectúa de acuerdo al avance del equipo de limpieza en zonas programadas y por programarse. Se determinan zonas de aproximadamente 20,000 T.M, los cuales se hallan dentro del programa semanal de perforación, más no así dentro del programa de extracción.

- PERFORACION INCLINADA.- La perforación inclinada de 70° con relación al plano horizontal y 45° respecto al buzamiento del manto, es la que se viene utilizando actualmente en Cobriza; se ha visto que es lo más conveniente para la obtención de una buena fragmentación, debido a que el ángulo de inclinación ayuda a la salida secuencialmente en "V" de los taladros, formando un arco en el techo.

El paralelismo de filas de taladros se mantiene, de tal forma que se tiene planos paralelos con cada fila de taladros.

Se obtiene una buena fragmentación del mineral y un techo más estable y arqueado, menor uso de Scalers, porque hay menor área que desatar.

- PERFORACION VERTICAL.- La perforación de techo en los tajos en forma vertical con respecto a la horizontal, para que los taladros queden a aproximadamente 45° respecto al buzamiento del manto, se experimentó en los

4.3.5.2.2 Tipo de Alteración

En el yacimiento, el tipo de alteración, juega un papel importante, se ha comprobado que el comportamiento de una roca que presenta alteración argéfica es diferente al de una roca que presenta alteración cuarzo-sericítica.

4.3.5.2.3 Información Estructural

Las diferentes estructuras (fallas, juntas, diaclasas) que se observan y que afectan el área en su intensidad y dirección es que se diseñan las mallas de perforación, en cada proyecto ya que de ello depende el resultado a obtenerse; porque en los disparos se debe tener el eje más largo orientado perpendicularmente al rumbo de las estructuras.

4.3.5.2.4 Factores que Influyen en el Trazo de Perforación

Podemos mencionar los siguientes :

Ancho Mínimo.- La conservación del ancho mínimo del tajeo o nivel que se dispara o para el cual se realiza el disparo, es importante porque servirán para el movimiento de equipo y para el control de los demás cortes.

Tipo de Material a Volarse.- Es importante anotar que cuando se perfora una zona de mineral metálico, se debe lograr una fragmentación adecuada para el buen rendimiento del acarreo del mismo, el límite máximo del tamaño de los fragmentos está dado por el echadero; que tiene vigas separadas, con una luz de 46 centímetros, que es el diámetro máximo de los bancos de mineral que pasan por allí hacia los chutes. Los fragmentos que excedan los tamaños límites, se romperán mediante voladura secundaria.

El espaciamiento que se utiliza en zonas donde la roca es masiva y poca fracturada es de 1.5 m.x 1.5 m., esto se presenta en los niveles 19 y 10. En zonas de alteración y con fracturamiento junto o muy junto, se utilizan mallas de 2.5 m. x 2.5 m., esto se presenta en los niveles 28, 42, 51, 60 y 70.

La profundidad de los taladros es de 11 piés.

- **Inclinación de los Taladros.-** Se hace mención, porque teniendo un buen ángulo de inclinación, ayuda a la salida secuencial que se le dá ya sea en "V" o trapezoidal de los taladros, porque forma un arco en el techo.

El paralelismo de filas de taladros se mantiene, formando planos paralelos con cada fila de taladros.

El tener diversidad de inclinaciones, afecta directa-

mente el grado de fragmentación y al rendimiento de los jumbos hidráulicos.

Por otro lado al no tenerse taladros paralelos ni con similar inclinación indica de que no se emplea en forma real las mallas de perforación marcadas.

Otra incidencia negativa de la indebida inclinación de los taladros; es la inestabilidad del techo después del disparo, traendo como consecuencia sobredemanda de "Scalers" para el desatado de techo.

4.3.5.2.5 Diseño de la Inclinación de Taladros con Referencia al Buzamiento del Manto

El presente diseño, conlleva a explicar la inclinación de los taladros con respecto al buzamiento del manto, en una fila de taladros en perforación de techo.

En las diferentes zonas de trabajo, se está logrando la aproximación de estos ángulos, siempre y cuando la labor presente ciertas características para lograr el objetivo

1º El contacto caja piso (manto pizarra) debe encontrarse aproximadamente a 3 mts. de altura con respecto al piso.

2º La altura del Techo con respecto al piso, debe ser de 5 a 5.50 metros.

- 3º Tanto el piso de la caja piso o caja techo, deben estar libre de material para que el Jumbo hidráulico pueda ubicarse en la dirección necesaria, para lograr los ángulos respectivos.
- 4º El piso de la labor debe tenderse a nivelarse, para que con la ayuda de las gatas del jumbo hidráulico se logre cierta horizontalidad.
- 5º Con la ayuda de los clinómetros se puede lograr los objetivos.
- 6º El taladro de caja piso debe estar 50 centímetros sobre el contacto, pues favorece el ángulo de perforación.

4.3.5.3 Cargado de Taladros con Explosivos

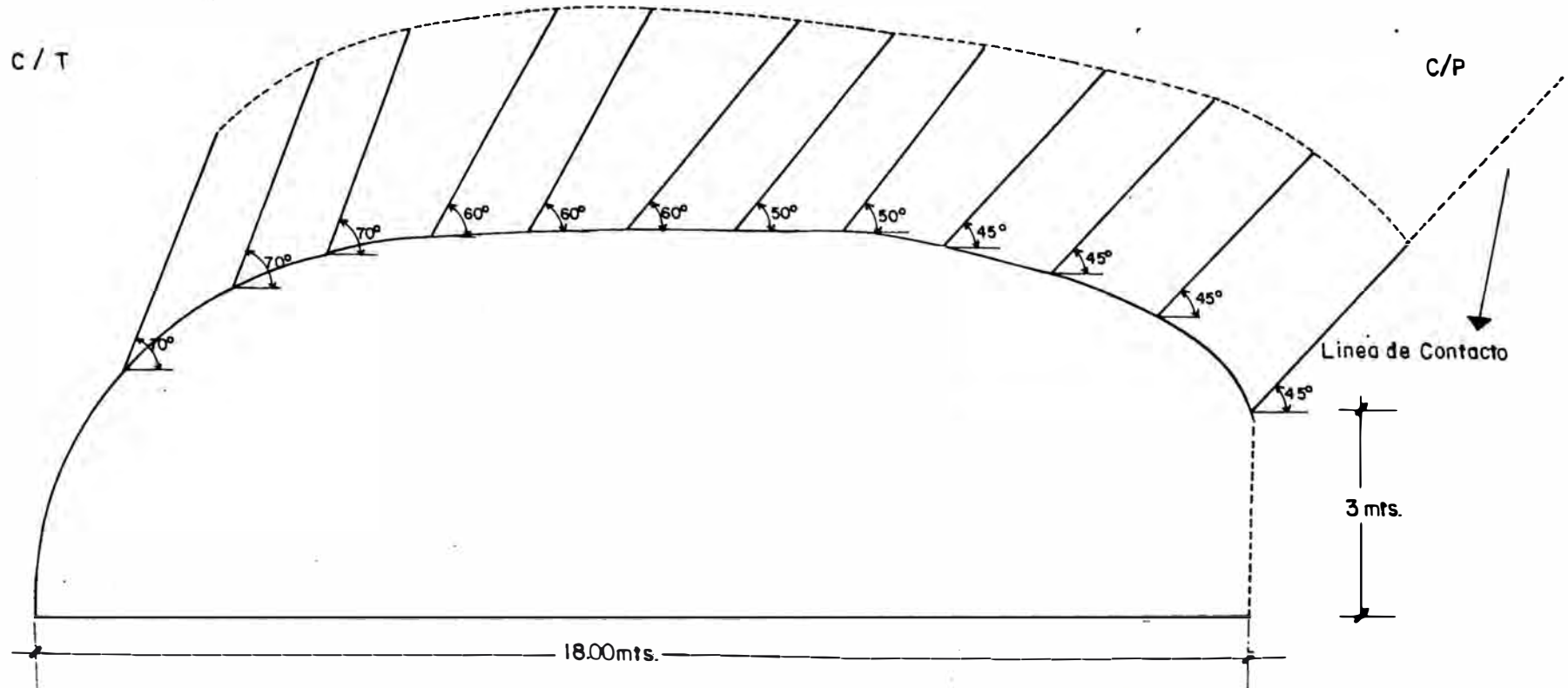
Las prácticas seguidas son los standard es decir, el cebo en el fondo del taladro y el Anfo cargado neumáticamente hasta el collar del taladro, antes debe verificarse que los "Anfoloaders" tengan buena presión de aire comprimido para el carguío, con el objeto de tener buen grado de confinamiento y velocidad de carguío del Anfo, (90 PSI).

En caso que el equipo no esté en buenas condiciones, se efectúa el carguío con "porongos", utilizando aire comprimido de mina.

CROQUIS DE LA INCLINACION DE TALADROS CON REFERENCIA AL BUZAMIENTO DEL MANTO.

ZONA: III

MALLA PERFORACION 1.5 X 1.5 mt.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
INCLINACION DE TALADROS

Dibujo:
A. Yehua V.

Fecha:
Noviembre 90

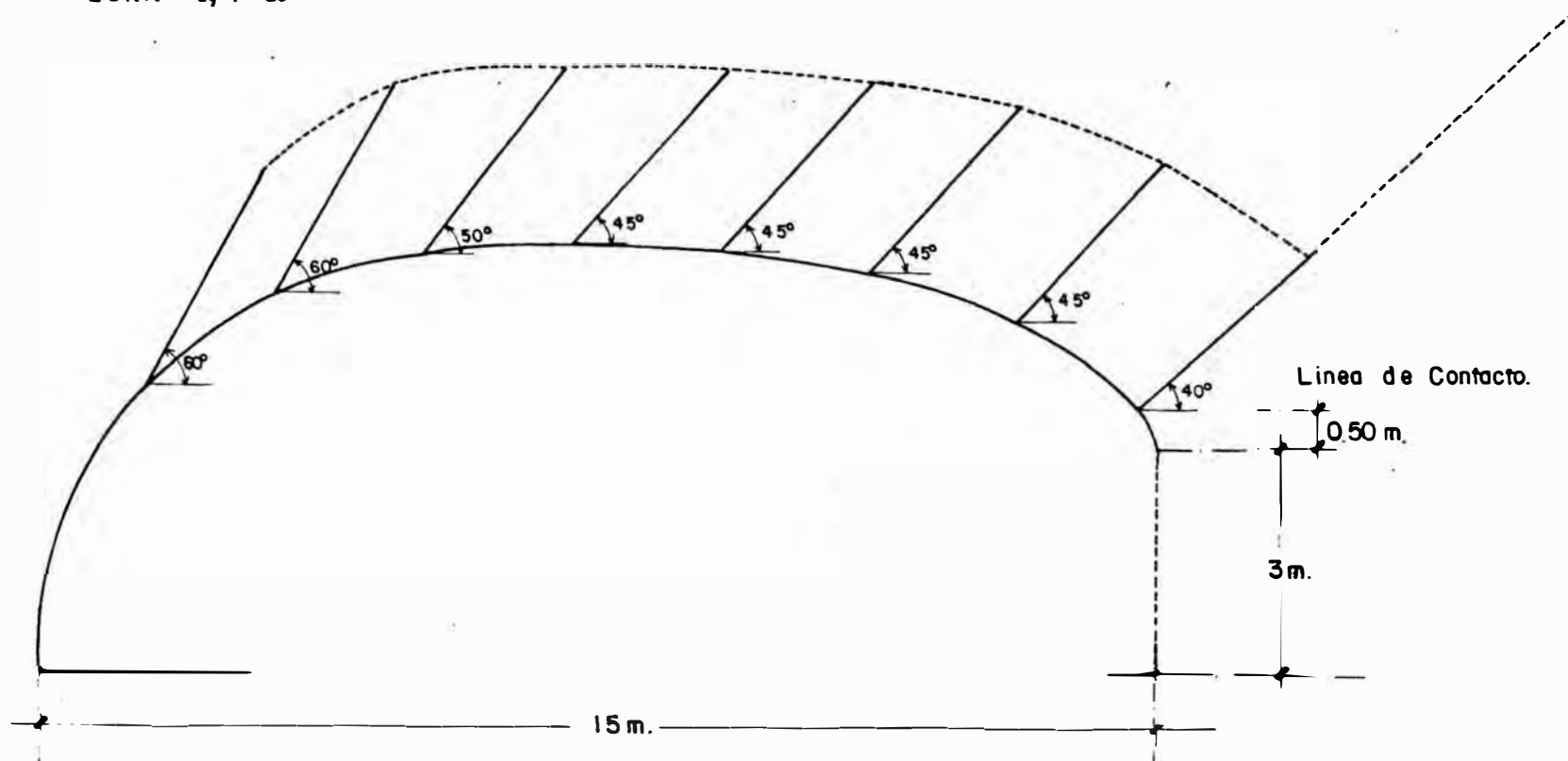
Escala:
1: 100

N°
18

CROQUIS DE LA INCLINACION DE TALADROS CON REFERENCIA AL BUZAMIENTO DEL MANTO

ZONA I, Y II

MALLA PERFORACION 2 x 2 m.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
INCLINACION DE TALADROS

Dibujo :

A. Yahuana V.

Fecha :

Noviembre 90

Escala :

1 : 100

N° :

19

4.3.5.3.1 Cálculo de la Cantidad de Explosivos

Se utiliza Anfo y como cebo por taladro un car tucho de dinamita semexa 75%.

3 bolsas de anfo = 25 taladros cargados

3 x 50 Kg/bolsa = 150 Kg.

150 Kg/25 Tal = 6 Kg/tal

$$\text{Factor de Potencia} = \frac{\text{Kilos de explosiv./tal.}}{\text{T.M./taladro}}$$

$$\text{Kilos Explosivo/taladro} = \text{Factor de potencia} \times \text{T.M./taladro.}$$

$$\text{Kilos de explosivo /taladro : Kilos Explosi-} \\ \text{vo/metro} = \text{Metros carga explosiva.}$$

$$\text{Altura neta taladro} - \text{Metros carga explosiva} \\ = \text{Altura de taco.}$$

Los factores de carga establecidos en kilogra mos/tonelada métrica, de material calculado, varían según el tipo de roca, tipo de altera ración, intensidad de fracturamiento y el tra zo de perforación.

4.3.5.3.2 Carguo Propiamente Dicho

Consiste en la introducción de la cantidad de ex plosivo calculado para cada taladro y de los accesorios para su detonación.

Se ubica la manguera de descarga directamente al cuello del taladro, utilizando "Anfoloorders", el control de la columna explosiva se realiza por tiempo. Se tiene bastante cuidado en la ubicación de los iniciadores que se utilizan.

Sé utiliza retardadores fanel, con los cuales se forman series numeradas del 1 al 20.

La cara libre se carga con fanel de un mismo número (Nº 1).

4.3.5.4 Disparo

El disparo se programa tan pronto se termina el carguío del tajeo.

El amarre de los taladros se realiza a una guía detohante troncal (pentacord), que se corre a través de todos los taladros a dispararse. En esta guía, van conectados los retardadores faneles; y es en la guía troncal donde se amarra la guía de seguridad con los fulminantes para la iniciación del disparo, se utiliza ignitacord. Z-18, rojo.

4.3.5.4.1 Salida en "V" (Cuña)

Con esta forma de salida se obtiene buena fragmentación, la carga proyectada sale hacia el centro del tajeo. Los Scooptrams, tienen mayor fa-

cilidad para la limpieza de mineral.

4.3.5.4.2 Salida en Forma Trapezoidal

Se obtienen buena fragmentación, la carga proyectada se concentra mas hacia la caja piso y caja techo.

4.3.5.4.3 Disparos de Frentes en Galerías

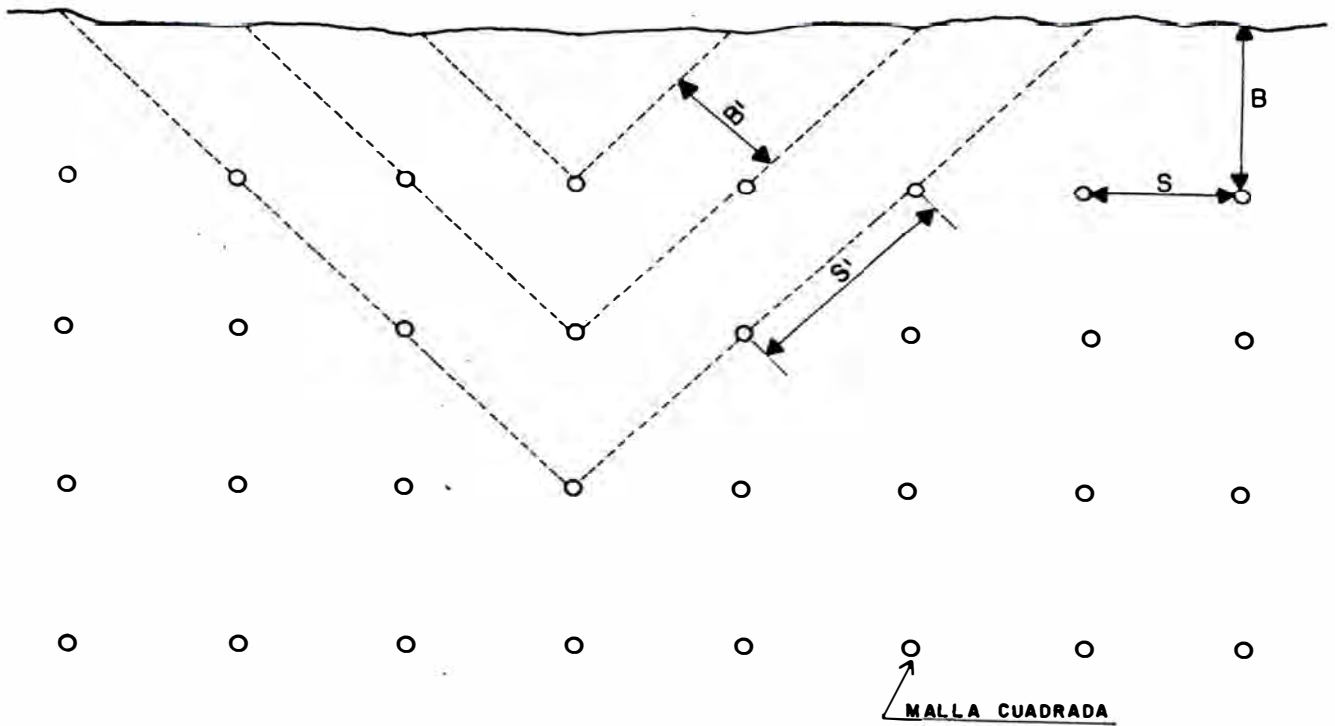
Cuando no se emplea fanel en los disparos de frentes; para la voladura se usa como cebo, por taladro, un cartucho de dinamita 75% con un fulminante N° 6 y 12 pies de guía de seguridad y como carga explosiva se usa Anfo.

Los frentes que se desarrollan en zonas donde existe pizarra para controlar el terreno, no se usa anfo.

4.3.5.5 Diseño de Perforación y Cargas Explosivas

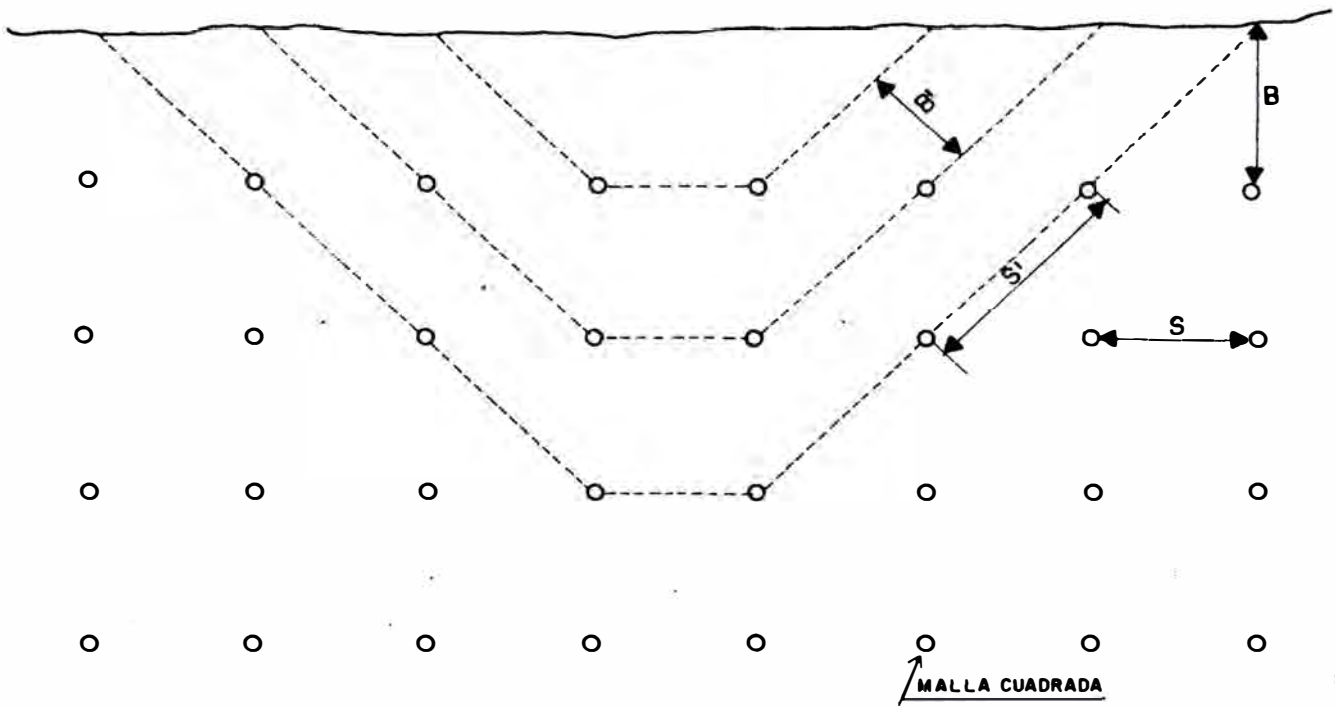
Para controlar los efectos de la voladura es que se hacen los diseños de perforación y cargas explosivas, de tal modo que se puedan adecuar a los requerimientos de la operación.

Mencionaremos cinco puntos básicos aprovechables para la determinación del cálculo de diseño del disparo, siendo



B' = BURDEN VERDADERO
 S' = ESPACIAMIENTO VERDADERO

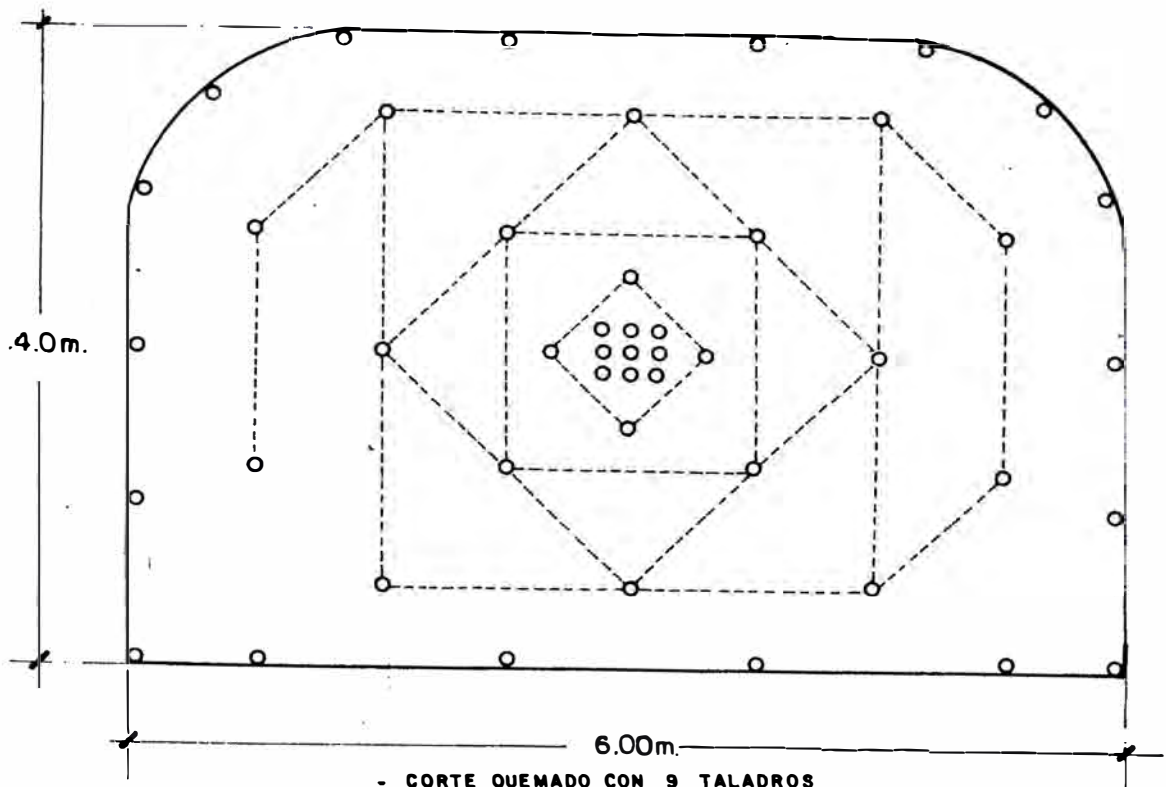
CORTE EN "V"



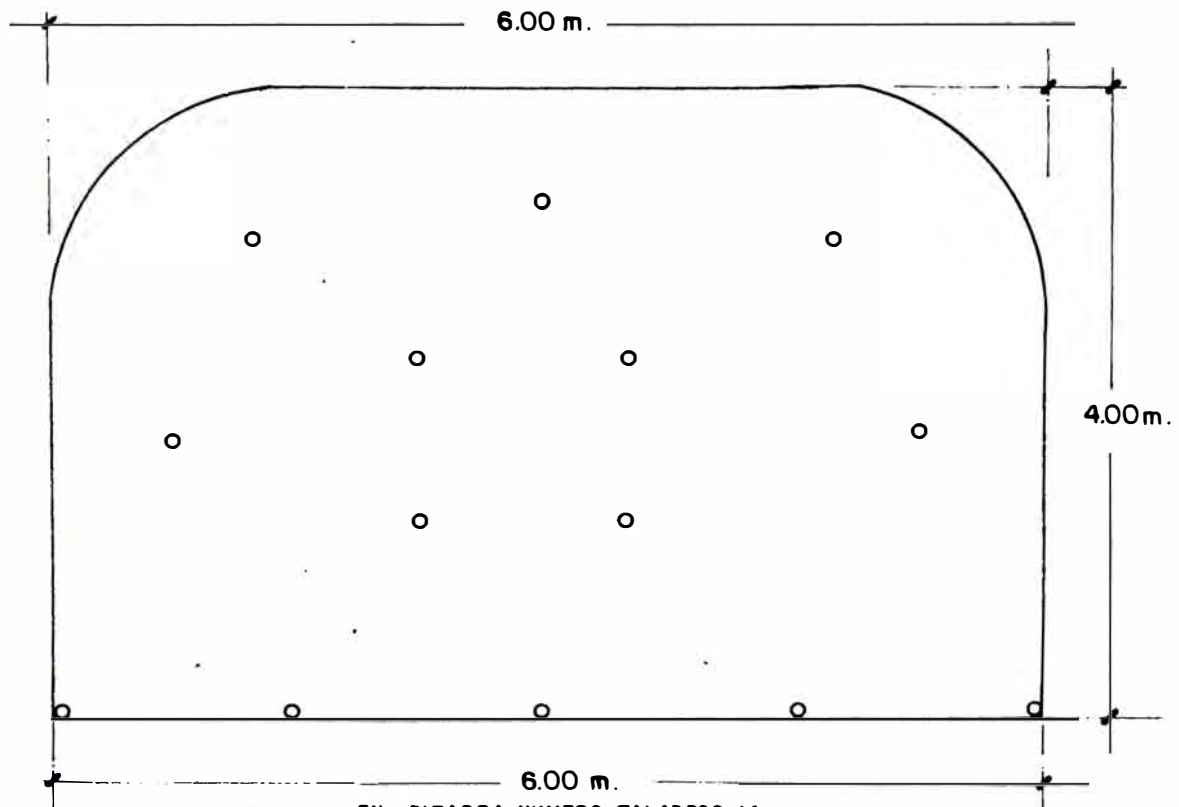
B = BURDEN PERFORADO
 S = ESPACIAMIENTO PERFORADO

CORTE TRAPEZOIDAL

TRAZO DE PERFORACION CON MALLA EN FRENTES.



- CORTE QUEMADO CON 9 TALADROS
- NUMERO TALADROS 47
- DIAMETRO DE BROCAS 2"
- TERRENO DURO (MANTO)



- EN PIZARRA NUMERO TALADROS 14

UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA

ANALISIS TECNICO- ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
TRAZO DE PERFORACION

Dibujo:

A. Yehaene V.

Fecha:

Noviembre 90

Escala:

1 : 50

Nº :

21

todos ellos relaciones.

Las relaciones para el cálculo de voladuras son :

4.3.5.5.1 Relación de Bourden (Kb)

La más importante dimensión en voladura es la del bourden. Hay dos requerimientos a tomar en cuenta para definir esta propiedad:

Para cubrir todas las condiciones, el bourden puede ser considerado como la distancia de una carga medida perpendicularmente a la cara libre cercana de base y en la dirección en la cual ocurrirá el desplazamiento.

El valor verdadero dependerá de la combinación de variables incluyendo, las características de la roca, el explosivo utilizado, etc.

Cuando la roca es fragmentada completamente, habiendo un pequeño desplazamiento se puede asumir que se ha aproximado al valor crítico.

La relación de distancia de bourden en pies es al diámetro del explosivo en pulgadas, representada por la fórmula :

$$K_b = \frac{12 B}{D_e}$$

De = Diámetro del explosivo.
B = Bourden.
Kb = Radio de bourden.

Cuando el radio Kb es igual a 30, en condiciones promedios, se logra buenos resultados.

Para una mejora de la fragmentación se utiliza un Kb de 20 a 25, cuando se utiliza explosivos de baja densidad como el Anfo; en este caso tomaremos un Kb = 20, porque la densidad de la roca mineralizada de Cobriza es de 3.62 TM/m^3 . Teniendo en consideración que la densidad del anfo es de 0.85 gr/cm^3 , el cual se adapta al diámetro del taladro : Haciendo el cálculo.

$$B = K_b \times \frac{D_e}{12}$$

$$B = 20 \times \frac{2 \text{ pulg.}}{12} = 3.333 \text{ pies} \times 0.3048 \frac{\text{m}}{\text{pie}} = 1.016 \text{ m.}$$

$$B = 1.016 \text{ m.}$$

4.3.5.5.2 Relación de Profundidad de Taladro (Kh)

Como regla, un taladro no debe ser perforado a una profundidad menor que la dimensión del bourden, aunque la sobrerotura y crateramiento sean anulados. La localización del iniciador tiene una importante influencia sobre el mínimo de profundidad requerido, para determinar la forma y dirección de la onda en donde cual cara es

primeramente fracturada.

En la práctica los taladros son perforados de 1.5 a 4 veces la dimensión del bourden. En nuestro caso de Cobriza tomamos un $K_h = 3$, porque los pisos con relación al techo no guardan una uniformidad de alturas.

Calculando tenemos

$$H = K_h \times B$$

$$H = 3 \times 1.016$$

$$H = 3.048 \text{ m.}$$

4.3.5.5.3 Relación de Sobreperforación (K_J)

Esta relación se calcula para la voladura de bancos en tajo abierto, para nuestro caso no es necesario realizar el cálculo debido a que la voladura se realiza en el techo de los tajeos.

Usando un K_J de 0.3 en un open pit se obtiene un piso más uniforme y facilita la limpieza y el transporte del material disparado

$$J = K_J \times B$$

$$J = 0 \times 1.016 \text{ m.}$$

$$J = 0.$$

4.3.5.5.4 Relación de Longitud de Atacado (Kt)

El atacado se realiza en los taladros en la región del cuello con tacos hechos de relave para poder confinar los gases del explosivo.

La cantidad de taco (T) que se deja usando o no atacado nos determina el grado de balance de esfuerzos en esta región, tal es así que para rocas isotrópicas se toma $K_t = 1$ y como existen discontinuidades en nuestros Tajeos se tomó como parámetro $K_t = 0.7$ haciendo los cálculos. Tenemos :

$$T = K_t \times B$$

$$T = 0.7 \times 1.016 \text{ m.}$$

$$T = 0.71 \text{ m.}$$

4.3.5.5.5 Relación de Espaciamento (Ks)

Para obtener una voladura óptima, la selección del espaciamento es muy importante, ya que para este fin las filas de taladros deben encontrarse paralelos entre si manteniendo la misma inclinación.

Para éste efecto el balance de energía entre las cargas en forma ideal es perfecto cuando el

espaciamiento es igual al doble del bourden;
teniendo un Ks de 2.

Realizando el cálculo tenemos

$$S = 2 B$$

$$S = 2 \times 1.016 \text{ m} = 2.032$$

$$S = 2.032 \text{ m.}$$

Haciendo un cálculo para el retardo. Tenemos

$$D = Kd \times B$$

$$D = 5 \times 3.33 \text{ pies}$$

$$D = 17 \text{ MS.}$$

4.3.5.6 Modelo de Reporte de Disparos

Después de haberse realizado el disparo se hace un reporte, el que tiene por objetivo

- 1º Efectuar un adecuado seguimiento de la perforación - voladura (primaria y secundaria), en tajeos y puentes.
- 2º Evaluar la variación de parámetros de perforación voladura a fin de optimizarlos.
- 3º Racionalizar el empleo de equipos y explosivos.
- 4º Recomendar cambios que permitan mejorar resultados.

El reporte se emite dentro del plazo de 24 horas después del disparo.

A continuación se muestra un reporte del disparo en el tajeo 19 - 2680-N; con su croquis de disparo.

4.3.5.7 Formatos de Control de Operación de Jumbos Hidráulicos

Son formatos en los cuales si llevan el control del equipo de perforación, son llenados por el operador y revisados por el supervisor de zona.

4.3.5.8 Modelo de Informe de Perforación y Voladura

Son informes que se presentan cada mes para llevar el control de perforación y voladura.

Cada zona, presenta a fin de mes su informe.

A continuación se presenta un modelo de informe de perforación y voladura, de la zona III.

NUMERO/FRENTE 192680N
Fecha 10-Abril-88

hora 8.30 am/pm

Supervisor J. MIRANDA

TPO DE VOLADURA:

techo

Desquinche techo

Fronte en zozorra

Caja techo

Desquinche c/p

Fronte en vanto

Caja piso

Otro

EXPLOSIVO: ANFO

Cebo DINAMITA

Mecha convencional

Fanel serie 101 20

CONEXIONES PERFORADAS 2500 - 2330

CELLA DE PERFORACION 1.5 X 1.5m

No. Total Taladros 1440

DIAMETRO TALADRO 2" Ø

LONGITUD TALADRO 3.3m

ANGULO TALADROS 60°-70° con respecto a la horizontal

45° con respecto al desarrollo del vano

otro

REGIO DE TALADROS EN TAJEOS:

Salida en "V" (X)

Ubicacion del cebo AL FONDO

Salida trapezoidal con ___ taladros

Guardias cargado 5

Tareas cargado

Tareas atacado

Material atacado

Numero maximo de taladros disparados por un mismo numero de fanel 11

ANGULO DE TALADROS EN FRENTE: Corte en "V" con ___ taladros

Corte quemado con ___ taladros, ___ tal cargados, ___ tal vacios

CLAPURA CONTROLADA:

"Sewth Blasting"

Distancia entre taladros -

"Presplitting" (pre-corte)

Distancia entre taladros -

CARGOS: Anfo 7,100 Kg

Dinamita 204 Kg

Fanel 1440 Unid

Centeador 1,000 s

Mecha Conv - s

Puentes 20 Unid

total de metros perforado: 4752 m

Longitud Atacado - m

VOLUMENES Y TONELAJES:

Area promedio 18 m²

Altura/Avance corte promedio 2.5 m

Largo promedio 170 m

Volumen rotura 7650 m³

Densidad del material disparado 3.36 TM/m³

Toneladas rotura 27770 TM

EVALUACION TECNICA:

Perforacion Especifica 0.17 m/TH

19.28 TM/taladro

vel. Explosivo 0.26 Kg/TH

Fragmentacion: Muy Buena X Buena

Regular

Mala

Sobrecarga, Saques, Lajas (sobrecarga): Bastante

X Poco

Nada

Tacos: Por c/p NO por techo NO

por c/p SI

Longitud promedio tajo 0.20 m

Viros cortados/soplados: secciones 2, seccion 2450

Aspecto del techo: Arqueado en su totalidad, Presena la curvatura necesaria para su sostenimiento natural.

Altura promedio de la zinzola (piso a techo) 4.5 m

Luz zola e aeral al techo (teja al techo) 1.5 m

Aspecto de la zola: Hacia la parte central del Tajeo

RESERVACION: Para el carguo se ha utilizado el Anfoloader 886; con una presion de aire de 95 PSI

Nombre A. YAHUANA

Firma *Anthony Yahuana*

Fecha 11 Abril 88

Tajeo/Frente 192680N
Fecha 10-Abril-88

libra 5.30 aa/ps

Supervisor J. MIRANDA

TIPO DE VOLADURA:

techo Desquinche techo Frente en pizarra
Caja techo Desquinche c/p Frente en vano
Caja piso Otro

EXPLOSIVO: ANFO

Cebo DINAMITA
Mecha convencional
Fanel serie 1al 20

SECCIONES PERFORADAS 2500 - 2330

BILLA DE PERFORACION 1.5 X 1.5m No. Total Taladros 1440

DIAMETRO TALADRO 2" Ø LONGITUD TALADRO 3.3m

INCLINACION TALADROS 60°-70° con respecto a la horizontal
45° con respecto al buzamiento del vano
otro

CARGUO DE TALADROS EN TAJEOS:

Salida en "V" (X) Ubicacion del cebo AL FONDO
Salida trapezoidal con taladros
Tareas carguio Guardias carguio 5
Material atacado Tareas atacado
Numero maximo de taladros disparados por un unico numero de fanel 11

CARGUO DE TALADROS EN FRENTES:

Corte en "V" con taladros
Corte quemado con taladros, tal cargados, tal vacios

VOLADURA CONTROLADA:

"Swath blasting"
"Presplitting" (pre-corte)

Distancia entre taladros -
Distancia entre taladros -

CONTORNOS:

Anfo 7,100 kg Dinamita 204 kg Fanel 1440 Unid
contador 1,000 Mecha Conv - Puentes 20 Unid
total de metros perforado: 4752 m Longitud Atacado -

VOLUMENES Y TONELAJES:

techo promedio 18 m Altura/Avance corte promedio 2.5 m
Largo promedio 170 m Volumen rotura 7650 m³
densidad del material disparado 3.36 t/m³ Inclinadas rotura 27770 m³

EVALUACION TECNICA:

Perforacion Especifica 0.17 m/TH 19.28 t/taladro

techo promedio 0.26 Kg/TH

Fragmentacion: Muy Buena X Buena Regular Mala

Sobrecarga, sacos, tajas (sobrecarga): Basante X Poco Nada

Tacos: Por c/a NO por techo NO por c/p SI

Longitud promedio talos 0.20 m

Tiros cortados/soplados, secciones 2, seccion 2450

Aspecto del techo: Arqueado en su totalidad, Presena la curvatura necesaria para su sostenimiento natural.

Altura promedio sola mineral (piso a techo) 4.5 m Luz sola mineral al techo (techo al techo) 1.5 m
Aspecto de la sola: Hacia la parte central del Tajeo

CONSERVACION: Para el carguio se ha utilizado el Anfoloader 886; con una presion de aire de 95 PSI

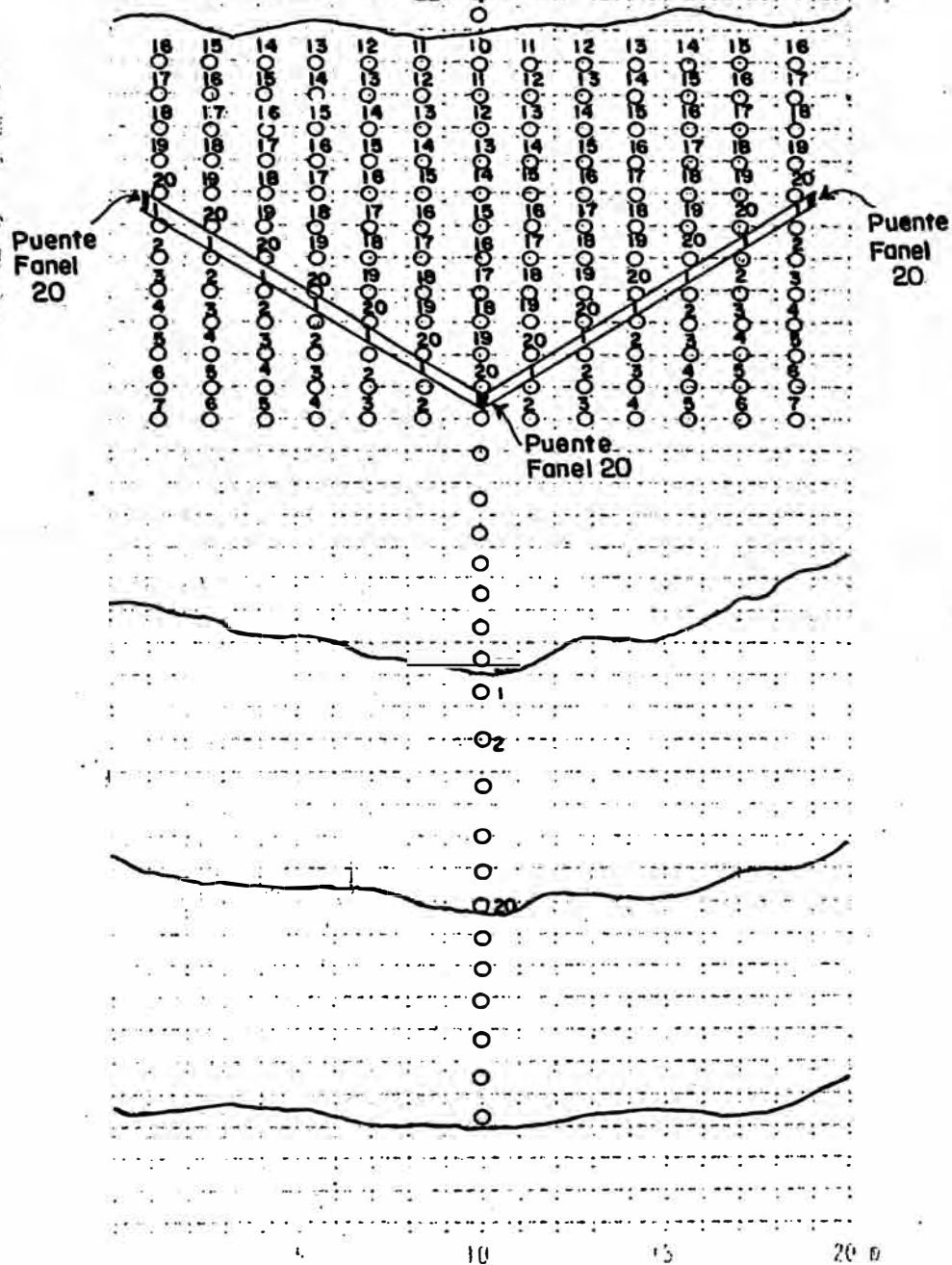
A. YAHUANA

Firma Anthony Yahuana

Fecha 11 abril 88

19 - 2680 N

Fanel #1 1 2,500
 Fanel #2 2 3,500
 CARA LIBRE



Escala: 1:440 Número de Fuentes: 20 Fanel No. 20

Observaciones: Fracturas y fallas transversales, especialmente en las secciones 2450 - 2330

El Departamento de Geología debe realizar el control estructural del Tajeo, para de esta forma mejorar el diseño de la malla de perforación.

I.- DETALLE : PERFORACION Y VOLADURA (Enero - 1988)

| | | |
|---|--------|------|
| Mineral producido sección | 96,016 | T.M. |
| Mineral producido tajeos | 96,016 | T.M. |
| Mineral producido en desarrollo | | |
| Mineral en cancha | 4,899 | |
| Avance en desarrollos | | |
| Taladros perforados | 6,972 | |
| Taladros disparados tajeos | 5,372 | |
| Taladros disparados desarrollos | | |
| Taladros Stock (al 25 - Dici.- 87) | 1,620 | |
| Consumo de brocas | 49 | |
| Consumo de coplas | 7 | |
| Consumo de barrenos | 10 | |
| Factor de explosivos tajeos | 0.30 | |
| Factor de explosivos desarrollos | | |
| Factor de rotura taladro (tajeos) | 20.0 | |
| Factor de rotura taladro (desarrollo) | | |

II.- ESTANDART DE PERFORACION Y VOLADURA

II.1 Número de taladros/hora

| EQUIPO | PROMED. MENSUAL | PROMED 1987 |
|---------|--------------------|----------------|
| ----- | ----- | ----- |
| J/H 893 | - | 15 |
| J/H 894 | 16 | 14 |
| J/H 420 | 14 | 15 |
| J/R.426 | - | 13 |

II.2 Metros Perforados por Accesorios de Perforación.

| ACCESORIO ----- | PROMED. 1986 ----- | PROMED. MENSUAL ----- | PROMED. 1987 ----- |
|--------------------|--------------------------|-----------------------------|--------------------------|
| Barrenos | 1,714 | 2,338 | 1,880 |
| Coplas | 2,249 | 3,339 | 2,586 |
| Brocas | 571 | 477 | 575 |

Seguimiento de Brocas 2" Ø.

| | |
|--|-----|
| Brocas en cruz Sandvik Coromant | 600 |
| Brocas de botones Sandvik Coromant | 422 |
| Brocas en cruz Timken | 268 |
| Brocas en cruz Boart | 448 |

II.3 Consumo de Kg. de explosivo/taladro

| TIPO DE DISPARO ----- | PROMED. 1986 ----- | PROMED. MENSUAL ----- | PROMED. 1987 ----- |
|-----------------------------|--------------------------|-----------------------------|--------------------------|
| Techo | 5.62 | 5.64 | 5.59 |
| Desquinche | 6.12 | 5.64 | 5.36 |

II.4 Consumo de Accesorio de perforación/mes

| ACCESORIO ----- | PROMED. 1986 ----- | PROMED. MENSUAL ----- | PROMED. 1987 ----- |
|--------------------|--------------------------|-----------------------------|--------------------------|
| Barrenos | 30 | 49 | 36 |
| Brocas | 10 | 10 | 11 |
| Coplas | 7 | 7 | 8 |

II.5 Consumo de explosivo/mes

| EXPLOSIVOS ----- | PROMED. 1986 ----- | PROMED. 1987 ----- |
|---------------------|--------------------------|--------------------------|
| Dinamita 75% | 1,876 Kg. | 1,428 Kg. |
| Anfo | 32,987 Kg. | 29,703 Kg. |
| Fanel | 3,670 E.A. | 4,655 E.A. |
| Pentacord | 10,241 ML. | 8,281 ML. |

II.6 Factor de Potencia

| PRODUCCION ----- | PROMED. 1986 ----- | PROMED. 1987 ----- |
|----------------------------|--------------------------|--------------------------|
| Dinamita 75% | 72,272 T.M. | 85,423 T.M. |
| | 1,876 Kg. | 1,428 Kg. |
| Anfo | 32,987 Kg. | 29,703 Kg. |
| Factor Potencia (Tajeo) | 0.48 Kg/T.M. | 0.36 Kg/T.M. |

III. PERFORACION

III.1 Horas disponibles de J/H

| EQUIPO | HORAS PROGRAM | HORAS-REPAR. MEC-ELECT. | HORAS DISPONI | DEMORAS FIJAS-OPER | HORAS NETAS |
|---------|---------------|-------------------------|---------------|--------------------|-------------|
| J/H 420 | 538 | 201.5 | 336.5 | 85 | 251.5 |
| J/H 894 | 528 | 266.5 | 261.5 | 46 | 215.5 |
| | 1066 | 468.0 | 598.0 | 131 | 467.0 |

III.2 horas disponibles de Scaler (S/C)

| EQUIPO | HORAS PROGRAM | HORAS-REPAR. MEC-ELECT. | HORAS DISPONI | DEMORAS FIJAS-OPER | HORAS NETAS |
|---------|---------------|-------------------------|---------------|--------------------|-------------|
| S/C 891 | 472 | 167.5 | 304.5 | 71.5 | 233.0 |
| S/C 868 | 480 | 227.0 | 253.0 | 50.5 | 202.5 |
| | 952 | 394.5 | 557.5 | 122.0 | 435.5 |

III.3 Producción de Equipo de Perforación.

| EQUIPO | TALADROS PERFORADOS | METROS PERFORADOS | HORAS NETAS | TALADROS/HORA |
|---------|---------------------|-------------------|-------------|---------------|
| J/H 420 | 3,612 | 12,110 | 251.5 | 14 |
| J/H 894 | 3,512 | 11,909 | 215.5 | 16 |
| | 7,164 | 24,019 | 467.0 | 15 |

III.4 Disponibilidad Mecánica

| EQUIPO | DISPONIB. MECANICA | DISPONIBI. EQUIPO | UTILIZACION EFECTIVA | UTILIZACION MINA |
|---------|-----------------------|----------------------|-------------------------|---------------------|
| J/H 420 | 63 % | 53 % | 47 % | 75 % |
| 894 | 50 | 46 | 41 % | 82 % |
| S/C 891 | 65 | 56 | 49 % | 77 % |
| 868 | 53 | 47 | 42 % | 80 % |
| A/L 886 | 61 | 58 | 52 % | 85 % |

IV.- VOLADURA.

IV.1 Consumo de Explosivos en tajeos.

| DISPARO TECHO | DINAMITA EA. | ANFO (BOLSA) | FANEL EA. | PENTACORD ML. |
|------------------|-----------------|-----------------|--------------|------------------|
| 19 - 2943 N | 235 | 52 | 235 | 300 |
| 19 - 2680 S | 1,120 | 250 | 1,120 | 1,350 |
| 19 - 2680 N | 350 | 82 | 350 | 410 |
| 19 - 2300 S | 2,095 | 473 | 2,095 | 2,320 |
| 10 - 2680 S | 360 | 34 | 360 | 100 |
| 10 - 2943 N | 220 | 30 | 220 | 100 |
| 10 - 2680 N | 300 | 46 | 300 | 280 |
| | 4,680 | 967 | 4,680 | 4,680 |
| | 664 | 25,722 | 4,680 | 4,680 |
| | Kg. | Kg. | EA. | EA. |

| DISPARO DESQUINCHE | DINAMITA EA. | ANFO (BOLSA) | FANEL EA. | PENTACORD ML. |
|-----------------------|-----------------|-----------------|--------------|------------------|
| 19 - 2680 S | 140 | 22 | 140 | 80 |
| 19 - 2300 S | 190 | 36 | 190 | 100 |
| 10 - 2300 S | 345 | 81 | 345 | 480 |
| | 675 | 139 | 675 | 660 |
| | 95 | 3,697 | 675 | 660 |
| | Kg. | Kg. | EA. | ML. |

| DISPARO PLASTAS | DINAMITA EA. | PENTACORD ML. |
|--------------------|-----------------|------------------|
| 19 - 2943 N | 400 | 150 |
| 19 - 2680 S | 240 | 100 |
| 19 - 2680 N | 160 | 50 |
| 19 - 2300 S | 400 | 250 |
| 10 - 2680 S | 700 | 540 |
| 10 - 2943 N | 80 | 50 |
| CHUTE A-4, A-3 | 80 | 100 |
| PJQUE | 40 | 320 |
| | 2,100 | 1,560 |
| | Kg. 298 | ML. 1,560 |

RESUMEN GENERAL

| DJSPAROS | DJNAMITA Kg. | ANFO Kg. | FANEL EA. | PENTACORD ML. |
|------------|-----------------|-------------|--------------|------------------|
| Techo | 664 | 25,722 | 4,680 | 4,860 |
| Desquinche | 95 | 3,697 | 672 | 660 |
| Plasta | 298 | - | - | 1,560 |
| Total | 1,057 | 29,419 | 5,352 | 7,080 |

V.- FACTOR DE POTENCIA

Tajeos:

| | |
|--------------------|------------|
| Dinamita 75% | 1,057 Kg. |
| Anfo | 29,419 Kg. |
| TOTAL : | 30,476 Kg. |

| | |
|---------------------|-------------|
| Producción tajeos : | 96,016 T.M |
| Mineral en cancha : | 4,899 T.M |
| TOTAL : | 100,915 T.M |

$$F P = \frac{30,476}{100,915} = 0.30 \frac{\text{Kg. explos.}}{\text{T.M}}$$

VJ.- OBSERVACIONES Y CONCLUSIONES

VJ.1 Los problemas más frecuentes de los J/Hs son las perforadoras.

VJ.2 El consumo de explosivo/taladro es el siguiente

Disparo de Techo 5.64 Kg. expl/taladro

Disparo de desquinche 5.64 Kg. expl/taladro

Siendo su factor de potencia de

$$F.E = 0.30 \text{ Kg. explos./T.M.}$$

VJ.3 La fragmentación del mineral con el sistema de disparo con salida trapezoidal es buena.

VJ.4 En el presente mes se realizó el seguimiento de las brocas Boart, siendo su rendimiento 448 mts. perforados por broca.

4.3.5.9 Rendimiento del Equipo de Perforación

Observando las operaciones en forma independiente cada una de ellas, se ha analizado para determinar los elementos que integran su ciclo de trabajo, con la única finalidad de identificarlos y facilitar la toma de tiempos. Para ello, es necesario estudiar los ciclos de trabajo de cada uno de los equipos, teniendo presente las condiciones sobre los cuales se efectúa el trabajo.

4.3.5.9.1 Estudio de Tiempos

El estudio de tiempo y el análisis de las operaciones, se ha realizado con el apoyo de personal entrenado y capacitado, para desarrollar estos tipos de trabajo.

Las muestras utilizadas, se han hecho en días y circunstancias diferentes, considerando los dos turnos de trabajo, según sea el uso del equipo estudiado; en tal forma que el estudio se realice de manera completa e integral, lográndose una representatividad real de las distintas operaciones.

El método de cronometraje empleado es el de "observación continua"; o sea que cuando se controla durante un período de tiempo, el cronómetro se pone en marcha hasta el fin del perfo-

do registrando los tiempos cada vez que finaliza uno de los elementos considerados; obteniéndose una información real de lo acontecido.

a) Tiempo Productivo.- Se considera todas las actividades que realmente están encaminadas a efectuar el trabajo específico del equipo.

- Posicionamiento
- Perforación propiamente
- Recobro y cambio
- Ciclo de trabajo
Taladros perforados
- Velocidad de perforación, etc.

b) Tiempo Improductivo.- Conjunto de actividades efectuadas que no involucran una acción productiva.

- Sacando lámparas
- Recibiendo órdenes
- Traslado a labor
- Salidas del personal
Inspecciones mecánicas
Demoras del operador
- Interferencias, etc.

c) Demoras Fijas.- Es el tiempo que se emplea en

- Traslado del personal desde superficie a las labores.

- Tomar refrigerios más de 45 minutos.
Realizar la inspección del equipo antes de iniciar el trabajo.

- d) Demoras Operacionales.- Es el tiempo que se deja de laborar por lo siguiente :
 - Cambio de guardia
 - Traslado de equipo por disparo o cambio de lugar de trabajo, o por falta de equipo auxiliar para realizar limpieza o acondicionamiento de accesos.
 - Por reparaciones del equipo por accidentes.
 - Movimiento del personal a inicio de guardia y a media guardia empleando 2 horas por día.

- e) Otras Demoras.- Son horas paradas por
 - Falta de energía eléctrica o agua
 - Falta de instalaciones
 - Huelgas
 - Falta de repuestos.

- f) Tolerancias.- Se considera el tiempo empleado en los alimentos y el tiempo personal; así como el tiempo por fatiga en el cual consideramos :
 - Condiciones de trabajo.- considerando la temperatura, aprovisionamiento de aire, humedad, nivel del sonido

y luz.

Rutina de trabajo.- se considera la duración del ciclo y la repetición del ciclo.

- Esfuerzo.- Se considera la demanda física y la demanda mental o visual del trabajo.

4.3.5.10 Distribución de Tiempos : Equipo de Perforación Jumbo Hidráulico Boomer-H115

| TIEMPOS | DISTRIBUCION | ACTUAL | | PROPUESTO | |
|--------------|--------------------------------------|---------|------|-----------|------|
| | | MINUTOS | % | MINUTOS | % |
| PRODUCTIVO | CICLO DE TRABAJO | 224 | 46.6 | 330 | 68.7 |
| IMPRODUCTIVO | RECEPCIONA ORDENES | 15 | 3.1 | 10 | 2.0 |
| | TRASLADO DE EQUIPO | 20 | 4.1 | 15 | 3.1 |
| | DEMORAS | 51 | 10.5 | 20 | 4.1 |
| | INSPECCION FALLAS MECANICAS | 60 | 12.5 | 30 | 6.2 |
| TOLERANCIAS | CAMBIO DE ROPA Y TRASLADO A LABOR | 30 | 6.2 | 20 | 4.1 |
| | REFRIGERIO | 60 | 12.5 | 45 | 9.3 |
| | TIEMPO PERSONAL Y FATIGA | 20 | 4.1 | 10 | 2.3 |
| TOTAL | | 480 | 100 | 480 | 100 |

4.3.5.10.1 Tiempo Promedio del Equipo de Perforación

| TRABAJO REALIZADO | DESQUINCHE | FRENTE | TEGHO |
|---|----------------|----------------|----------------|
| EQUIPO | J/H | J/H | J/H |
| POSICIONAMIENTO. JUMBO | 32" | 6" | 27" |
| POSICIONAMIENTO. B. DERECHO | 40" | 44" | 39" |
| POSICIONAMIENTO. B. IZQUIERDO | 33" | 37" | 39" |
| PERFORACION EFECTIVA B. DERECHO | 3' 50" | 3' 23" | 3' 51" |
| PERFORACION EFECTIVA B. IZQUIERDO | 3' 34" | 3' 25" | 3' 56" |
| DEMORAS | 10" | 9" | 10" |
| PERFORACION TALADRO B. DERECHO | 5' 12" | 4' 23" | 5' 07" |
| PERFORACION TALADRO B. IZQUIERDO | 4' 49" | 4' 18" | 5' 12" |
| VELOCIDAD PENETRACION B. DERECHO | 0.64 m/minutos | 0.76 m/minutos | 0.65 m/minutos |
| VELOCIDAD PENETRACION B. IZQUIERDO | 0.57 m/minutos | 0.77 m/minutos | 0.64 m/minutos |
| RENDIMIENTO B. DERECHO (TAL/HR) | 11 | 13 | 11 |
| RENDIMIENTO B. IZQUIERDO (TAL/HR) | 12 | 13 | 11 |
| TIEMPO DE CARGUJO DE TALADROS CON ANFOLOADER POR GUARDIA | 140 tal/gd | 100 tal/gd | 150 tal/gd |

PROMEDIOS GENERALES

| TRABAJO REALIZADO | DESQUINCHE | FRENTE | TECHO |
|---|----------------|----------------|----------------|
| TIEMPO PARA PERFORAR UN TALADRO | 5' 09" | 4' 20" | 5' 20" |
| RENDIMIENTO HORARIO (TAL/HR) | 11 | 13 | 11 |
| VELOCIDAD DE PENETRACION | 0.65 m/minutos | 0.77 m/minutos | 0.62 m/minutos |
| FACTOR DE SIMULTANEIDAD | 2 | 2 | 2 |
| TIEMPO DE CARGUTO DE TALADROS CON ANFOLOADER | 280 tal/día | 200 tal/día | 300 tal/día |

4.3.5.10.2 Producción de los Jumbos Hidráulicos : - Unidades Requeridas

DATOS :

Material : Mineral de Cobre
 Densidad suelta : 3.6 TC/M³
 Fragmentación : Buena
 Sección del tajeo : 400 m. de largo x 18 m. de ancho.
 Longitud de perforación : 11 pies (3.35 m)

Disparos por guardia : 2
 Guardias por día : 2
 Días por mes : 25
 Disponibilidad Mecánica : 75%
 Producción requerida : 10,000 T.cs/mes

CALCULOS

1) Producción/taladro.

Malla de perforación 1.5 m x 1.5 m
 Volumen : 1.5 x 1.5 x 3.35 = 7.53 m³/taladro

Toneladas/Taladro :

$$7.53 \frac{\text{m}^3}{\text{Taladro}} \times 3.60 \frac{\text{Tc}}{\text{m}^3} \times 0.75 = 20.3 \frac{\text{T.c}}{\text{Taladro}}$$

2) Perforación requerida Jumbo Hidráulico de dos brazos

$$2 \times 20.3 \frac{\text{Tc}}{\text{Taladro}} = 40.6 \frac{\text{Tc}}{\text{Taladro}}$$

$$40.6 \text{ Tc/taladro} / 5.33 \text{ min} = 7.6 \frac{\text{Tc}}{\text{min}}$$

Tiempo neto de perforación :
 3.7 horas ó 224 minutos/guardia

3) Producción guardia de perforación

$$224 \times 7.6 \frac{\text{Tc}}{\text{min}} = 1,702.4 \frac{\text{Tc}}{\text{guardia}}$$

4) Producción/día de perforación

$$1,702.4 \times 2 = 3,404 \frac{\text{Tc}}{\text{día}}$$

5) Número de Jumbos requeridos para una productividad de 10,000 Tc.s

$$10,000 \text{ Tc} \times 1.2410 = 12,410 \text{ Tc.H.}$$

6) Producción por guardia

$$12,410 / 2 = 6,205 \text{ T.C.S/guardia}$$

7) Número de Jumbos requeridos 6.205/1702 = 3.6 es decir 4 Jumbos de Perforación.

4.3.5.11 Estandares de Perforación y Voladura Estadísticos - Analíticos

Aquí consideramos la perforación, disparos, taladros perforados, tareas, eficiencias, consumos de accesorios de perforación, explosivos, costos unitarios por zona. Luego se hace un resumen y análisis de cada zona comparando resultados y un resumen de índices de consumo y estándares totales de la mina Cobriza, incluido la producción por zona y total de la mina.

El análisis se hace por cada mes y por cada año. En los cuales los cuadros que se presentan también incluye los avances de exploraciones y desarrollos mensuales y anuales.

RESUMEN DE PRODUCCION - ZONA I

| M E T O D O S | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SET | OCT | NOV | DIC | PROM 88 | PROM87 |
|---|--------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|----------|--------|
| MINERAL PROD. SECCION | 43086 | 51350 | 55394 | 43482 | 39785 | 13272 | 33267 | 15632 | 84661 | 36545 | - | 49406 | 42352.73 | 83199 |
| MINERAL EST. SECCION | 70000 | 92800 | 83000 | 76000 | 72000 | 81000 | 50890 | 50000 | 60000 | 60700 | 65000 | 66000 | 70035.45 | 90933 |
| MINERAL PROD. TAJEOS | 30401 | 37716 | 47567 | 35774 | 35086 | 11954 | 29120 | 12318 | 81025 | 33798 | - | 46829 | 33465.67 | 70404 |
| MINERAL EST. TAJEOS | 55000 | 67300 | 62000 | 56200 | 57200 | 73500 | 41523 | 47390 | 56400 | 58900 | 63700 | 64700 | 58101.18 | 82425 |
| MINERAL PROD. DESARROLLOS | 12685 | 13634 | 7827 | 7708 | 4699 | 1318 | 4147 | 3314 | 3636 | 2747 | - | 2577 | 5357.67 | 12795 |
| MINERAL EST. DESARROLLOS | 15000 | 25500 | 21000 | 19800 | 23800 | 7500 | 9367 | 2610 | 3600 | 1800 | 1300 | 1300 | 11934.27 | 8508 |
| LEY DE CABEZA SECCION | - | - | - | - | - | - | 1 | 1.23 | - | 1.3 | - | 1.18 | - | - |
| STOCK DE MINERAL ROTO | - | 5420 | 11887 | 2830 | 8000 | 3238 | 0 | 1000 | 11591 | 21290 | 21290 | 15134 | 8654.60 | - |
| DESMONTE ROTO | 2600 | 1215 | 605 | 7564 | 602 | 3550 | 11902 | 718 | 3323 | 1031 | - | 2380 | 2957.50 | - |
| AVANCES | 122.65 | 119.1 | 84.9 | 87.2 | 52.7 | 58.8 | 73.4 | 23.6 | 60 | 35.2 | - | 45 | 63.54 | - |
| RELLENO CONVENC. (m-3) | - | 8438 | 18671 | 8014 | 4745 | 0 | 18100 | 20360 | 7009 | 4816 | 2000 | 1393 | 9215.30 | 16263 |
| REQUERIDO RELL. CONVENC. (en mts. cubicos) | - | - | - | - | - | - | - | 14100 | 18600 | 16000 | 17680 | 17680 | 16595.00 | 22029 |

RESUMEN PERFORACION - VOLADURA ZONA I

| | | | | | | | | | | | | | | |
|----------------------------|-------|-------|-------|-------|--------|-------|-------|-------|-------|--------|----|-------|---------|------|
| TALADROS PERF. TAJEOS | 1581 | 1742 | 2134 | 2378 | 1930 | 515 | 728 | 974 | 3423 | 2021 | 79 | 1144 | 1554.08 | 3625 |
| TALADROS PERF. DESARROLLO | 2700 | 1691 | 1967 | 2306 | 2091 | 1618 | 1562 | 524 | 1379 | 1132 | - | 532 | 1591.00 | 2141 |
| TALADROS DISP. TAJEOS | 1075 | 1066 | 1210 | 1645 | 1257 | 460 | 607 | 537 | 2987 | 2003 | - | 1170 | 1168.08 | - |
| TALADROS STOCK A LA FECHA | - | - | - | - | - | - | 1217 | 1654 | 952 | - | - | 426 | 1010.67 | - |
| CONSUMO DE BROCAS - ZONA | 25 | 30 | 14 | 45 | - | 14 | 4 | 4 | 25 | 8 | 4 | 14 | 17.00 | 30 |
| CONSUMO DE COPLAS - ZONA | 4 | 4 | 2 | 6 | 3 | 4 | 3 | - | 10 | 7 | - | 4 | 4.70 | - |
| CONSUMO DE BARRENOS - ZONA | 7 | 10 | 8 | 9 | 7 | 4 | 5 | 5 | 7 | 8 | - | 4 | 6.73 | 10 |
| FACTOR EXPLOS.- TAJEOS | .41 | .17 | .25 | .35 | .26 | .65 | .08 | .21 | .20 | .41 | - | .08 | .26 | .21 |
| FACTOR EXPLOS.- DESARR. | .45 | .92 | .42 | .50 | 1.42 | 1.95 | .36 | .74 | 1.05 | 1.34 | - | .34 | .72 | .75 |
| T.M./TALADRO-TAJEOS | 19.23 | 21.65 | 22.29 | 15.04 | 18.18 | 23.21 | 40.00 | 12.65 | 23.67 | 16.72 | - | 40.93 | 28.65 | - |
| T.M./TALADRO-DESARR. | 5.66 | 8.78 | 4.29 | 6.62 | 2.54 | 3.01 | 10.28 | 7.69 | 5.05 | 3.34 | - | 9.32 | 5.23 | - |
| MTS. PERF./T.M.- TAJEOS | .17 | .15 | .15 | .22 | .18 | .14 | .08 | .27 | .14 | .20 | - | .08 | .16 | - |
| MTS. PERF./T.M.- DESARR. | .59 | .38 | .78 | .51 | 1.32 | 1.11 | .33 | .44 | .66 | 1.01 | - | .36 | .59 | - |
| MTS. PERF./MT. AVANCE | 73.83 | 47.61 | 77.71 | 88.67 | 133.06 | 92.30 | 71.35 | 74.45 | 77.20 | 107.90 | - | 39.67 | 76.98 | - |

RESUMEN DE PRODUCCION Y PERFORACION - ZONA II

| M E T O D O S | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SET | OCT | NOV | DIC | PROM 88 | PROM87 |
|---------------------------|--------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|--------|--------|--------|-------|-------|----------|--------|
| MINERAL PROD. SECCION | 47874 | 46276 | 41458 | 56677 | 42432 | 18207 | 35900 | 17969 | 61818 | 36800 | 6500 | 22917 | 36235.67 | 66147 |
| MINERAL EST. SECCION | 50000 | 62000 | 77000 | 77000 | 72000 | 72000 | 55000 | 60000 | 55000 | 64000 | 62000 | 59000 | - | 69917 |
| MINERAL PROD. TAJEOS | 46386 | 45248 | 38291 | 51714 | 34758 | 14226 | 31699 | 17599 | 57251 | 34959 | 6500 | 21225 | 33321.33 | 60408 |
| MINERAL EST. TAJEOS | 48000 | 55000 | 63000 | 54000 | 59000 | 64000 | 52000 | 57400 | 53000 | 61000 | 60600 | 57600 | - | 65875 |
| MINERAL PROD. DESARROLLOS | 1488 | 1028 | 3167 | 4963 | 7674 | 3981 | 4201 | 370 | 4567 | 1841 | - | 1692 | 2914.33 | 5739 |
| MINERAL EST. DESARROLLOS | 2000 | 7000 | 7000 | 23000 | 13000 | 8000 | 3000 | 2600 | 2000 | 3000 | 1400 | 1400 | - | 4042 |
| LEY DE CABEZA SECCION | 1.43 | 1.37 | 1.21 | 1.3 | 1.24 | 1.41 | 1.58 | 1.1 | - | 1.29 | 1.34 | 1.32 | - | - |
| STOCK DE MINERAL ROTO | - | 7185 | 12967 | 1905 | 0 | 2072 | 3832 | 1000 | 12059 | 15000 | 4200 | 9243 | - | - |
| DESMONTE ROTO | - | - | - | 11321 | 1330 | 352 | 2281 | 728 | 1949 | 3343 | - | 2009 | 1942.75 | - |
| AVANCES | 8.6 | 10.06 | 37.2 | 41.1 | 80.4 | 41.15 | 38.7 | 10.1 | 55 | 3 | - | 51.7 | 31.45 | - |
| RELLENO CONVENC. (m-3) | - | 14952 | 16428 | 23696 | 15552 | 881 | 7643 | 10312 | - | 3343 | 6300 | 24662 | - | 6625 |
| REQUERIDO REL. CONVEN. | - | - | - | - | - | - | - | - | - | 19000 | 27200 | 21200 | - | 12606 |
| TALADROS PERF. TAJEOS | 3174 | 1518 | 1899 | 2562 | 1485 | 964 | 1011 | 760 | 2082 | 2591 | 1062 | 524 | 1636.00 | 3012 |
| TALADROS PERF. DESARROLLO | 612 | 473 | 864 | 533 | 1100 | 937 | 516 | 397 | 1881 | 799 | - | 257 | 760.82 | 2003 |
| TALADROS DISP. TAJEOS | 2424 | 2592 | 1238 | 1882 | 1153 | 1080 | 850 | 710 | 1993 | - | - | 1980 | 1445.64 | - |
| TALADROS STOCK A LA FECHA | - | - | - | - | - | - | 161 | 211 | 136 | - | 1080 | 670 | 451.60 | - |
| CONSUMO DE BROCAS | 29 | 15 | 20 | 45 | 15 | 10 | 15 | 5 | 20 | 18 | 8 | 20 | 18.33 | 29 |
| CONSUMO DE COPLAS | 4 | 6 | 4 | 8 | 1 | 2 | 2 | 2 | 6 | 9 | 1 | 10 | 4.58 | - |
| CONSUMO DE BARRENOS | 8 | 10 | 12 | 8 | 4 | 4 | 4 | 3 | 13 | 12 | - | 4 | 6.83 | 8 |
| FACTOR EXPLOS.- TAJEOS | .37 | .22 | .23 | .23 | .20 | .42 | .13 | .22 | .23 | .49 | .00 | .09 | .25 | .23 |
| FACTOR EXPLOS.- DESARR. | 2.33 | 5.82 | 1.65 | .25 | .61 | 1.32 | .28 | 1.60 | 1.15 | 1.93 | - | .09 | .88 | 1.3 |
| T.M./TALADRO-TAJEOS | 14.61 | 29.81 | 20.16 | 20.19 | 23.41 | 14.76 | 31.35 | 23.16 | 27.50 | 13.49 | 6.12 | 40.51 | 23.05 | - |
| T.M./TALADRO-DESARR. | 2.43 | 2.17 | 3.67 | 30.55 | 8.19 | 4.62 | 12.56 | 2.77 | 3.46 | 6.49 | - | 14.40 | 6.38 | - |
| MTS. PERF./T.M.- TAJEOS | .23 | .11 | .17 | .17 | .14 | .23 | .11 | .14 | .12 | .25 | .55 | .08 | .16 | - |
| MTS. PERF./T.M.- DESARR. | 1.38 | 1.55 | .92 | .11 | .41 | .73 | .27 | 1.21 | .97 | .52 | - | .23 | .48 | - |
| MTS. PERF./MT. AVANCE | 238.60 | 157.95 | 77.96 | 43.55 | 45.88 | 76.35 | 44.68 | 131.68 | 113.90 | 894.00 | - | 16.73 | 74.40 | - |

| CONSUMO POR METODOS Z O N A 3 | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SET | OCT | NOV | DIC | PROM 88 | PROM 87 |
|----------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|--------|-------|-------|------|-------|----------|---------|
| EXT. CORT. RELL. MECAN. | | | | | | | | | | | | | | |
| Mineral Roto (T.M.) | 74839 | 67319 | 66836 | 62147 | 64759 | 24116 | 43597 | 25029 | 65824 | 57979 | 0 | 34739 | 48848.67 | 84712 |
| Brocas (EA) | 40 | 30 | 28 | 63 | 25 | 26 | 14 | 14 | 11 | 22 | 4 | 8 | 23.75 | 35 |
| Coplas (EA) | 7 | 6 | 5 | 4 | 2 | 3 | 1 | 1 | 5 | 5 | 1 | 6 | 3.83 | - |
| Barrenos (EA) | 12 | 11 | 10 | 12 | 10 | 6 | 4 | 2 | 11 | 7 | 2 | 6 | 7.75 | 10 |
| Dinamita (KG) | 1110 | 703 | 974 | 1217 | 1335 | 650 | 508 | 441 | 1452 | 1016 | 0 | 371 | 815 | - |
| Anfo (KG) | 26467 | 21971 | 20215 | 35697 | 22583 | 9124 | 12209 | 12236 | 29819 | 26361 | 0 | 13992 | 19223 | - |
| Tareas | 1320 | 1467 | 1480 | 980 | 1526 | 414 | 994 | 597 | 1536 | 747 | 150 | 693 | 992.00 | 1447 |
| Taladros perforados | 4823 | 3060 | 5126 | 3743 | 3909 | 1044 | 3118 | 1381 | 4795 | 4301 | 551 | 1580 | 3119.25 | 5389 |
| Metros perforados | 16174 | 10263 | 17190 | 12553 | 13108 | 3501 | 10456 | 4633.2 | 16078 | 14422 | 1848 | 5299 | 10460.43 | 18069 |
| Taladros disparados | 5165 | 4079 | 3160 | 4980 | 1787 | 1269 | 2218 | 2042 | 1500 | 2842 | 0 | 1730 | 2564.33 | - |
| Taladros stock | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| Costos 1/. | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| DESARROLLO Y PREPARACION | | | | | | | | | | | | | | |
| Mineral Roto (T.N.) | 709 | 654 | 992 | 2261 | 2637 | 474 | 1684 | 0 | 0 | 281 | 0 | - | 881.09 | 3317 |
| Desmonte (T.M.) | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 684 | 1454 | 687 | 0 | 245 | 255.83 | - |
| Mts. avance | 2.2 | 3.7 | 6.2 | 11.65 | 19.5 | 10 | 16 | 7.8 | 15 | 9.8 | 0 | 2.4 | 8.65 | - |
| Brocas (EA) | 1 | 1 | 1 | 10 | 10 | 2 | 6 | 1 | 1 | 1 | 0 | - | 3.09 | 2 |
| Coplas (EA) | 1 | 1 | 0 | 2 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 0 | - | .91 | - |
| Barrenos (EA) | 1 | 1 | 1 | 4 | 2 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 0 | - | 1.27 | 1 |
| Dinamita (KG) | 13 | 62 | 41 | 332 | 126 | 182 | 48 | 33 | 78 | 48 | 0 | 4 | 80.58 | - |
| Anfo (KG) | 479 | 2181 | 1516 | 3777 | 4229 | 4416 | 2101 | 1436 | 3272 | 958 | 0 | 160 | 2043.75 | - |
| Tareas | 6 | 12 | 12 | 33 | 40 | 16 | 25 | 10 | 26 | 18 | 0 | 16 | 17.83 | 69 |
| Taladros perforados | 328 | 151 | 255 | 268 | 688 | 139 | 368 | 213 | 103 | 41 | - | 42 | 216.00 | 704 |
| Metros perforados | 1103 | 509 | 855 | 899 | 2307 | 468 | 1234 | 716.1 | 347 | 138 | 0 | 142 | 726.51 | 2361 |
| Taladros disparados | - | - | - | - | - | - | - | 150 | 0 | 0 | - | - | 21.33 | - |
| Taladros stock | - | - | - | - | - | - | - | 64 | - | - | - | - | - | - |

RESUMEN DE PRODUCCION Y PERFORACION - ZONA III

| M E T O D O S | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SET | OCT | NOV | DIC | PROM 88 | PROM87 |
|--|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|-------|-------|-------|---------|----------|--------|
| MINERAL PROD. SECCION | 75548 | 67973 | 67828 | 64408 | 67396 | 24590 | 44281 | 25029 | 65824 | 58260 | - | 34739 | 49729.76 | 85455 |
| MINERAL EST. SECCION | 118800 | 118200 | 120000 | 120000 | 120000 | 120000 | 100000 | 105000 | 96000 | - | 98000 | 100000 | - | 111400 |
| MINERAL PROD. TAJEOS | 74839 | 67319 | 66836 | 62147 | 64759 | 24116 | 42517 | 25029 | 65824 | 57979 | - | 34739 | 48848.67 | 84618 |
| MINERAL EST. TAJEOS | 118800 | 118200 | 120000 | 120000 | 120000 | 120000 | 100000 | 105000 | 96000 | - | 98000 | 100000 | - | 111400 |
| MINERAL PROD. DESARROLLOS | 709 | 654 | 992 | 2261 | 2637 | 474 | 1684 | - | - | 281 | - | - | 881.09 | 837 |
| MINERAL EST. DESARROLLOS | - | - | - | - | - | - | - | - | 0 | - | 0 | - | - | 0 |
| LEY DE CABEZA SECCION | - | - | - | - | - | - | - | 1.4 | 1.40 | - | - | - | - | - |
| STOCK DE MINERAL ROTO | - | 12506 | 11431 | 19230 | 12881 | 2473 | 3298 | 3298 | 8150 | - | 0 | 28916 | - | - |
| DESMONTE ROTO | - | - | - | - | - | - | - | 684 | 1454 | 687 | - | 245 | 255.83 | - |
| AVANCES | 2.2 | 3.7 | 6.2 | 11.65 | 19.5 | 10 | 16 | 7.8 | 15 | 9.8 | - | 2.4 | 8.65 | - |
| RELLENO CONVENC. (m-3) | - | - | - | - | - | - | - | 35200 | - | 15780 | 0 | 10426.5 | - | 0 |
| REQUERIDO RELL. CONVEN. (en mts. cubicos) | - | - | - | - | - | - | - | - | 0 | 0 | 30200 | 40500 | - | 0 |
| TALADROS PERF. TAJEOS | 4823 | 3060 | 5126 | 3743 | 3909 | 1044 | 3118 | 1381 | 4795 | 4301 | 551 | 1580 | 3119.25 | 5389 |
| TALADROS PERF. DESARROLLO | 328 | 151 | 255 | 268 | 688 | 139 | 368 | 213 | 103 | 41 | - | 42 | 216.00 | 704 |
| TALADROS DISP. TAJEOS | 5165 | 4079 | 3160 | 4980 | 1787 | 1269 | 2218 | 2042 | 1500 | 2842 | - | 1730 | 2564.33 | - |
| TALADROS STOCK A LA FECHA | - | - | - | - | - | - | - | 1920 | 1742 | 1529 | - | 1049 | 1565.33 | - |
| CONSUMO DE BROCAS - ZONA | 41 | 31 | 29 | 73 | 35 | 28 | 20 | 15 | 12 | 23 | 4 | 8 | 26.84 | 37 |
| CONSUMO DE COPLAS - ZONA | 8 | 7 | 5 | 6 | 3 | 4 | 2 | 2 | 6 | 6 | 1 | 6 | 4.74 | - |
| CONSUMO DE BARRENOS - ZONA | 13 | 12 | 11 | 16 | 12 | 7 | 5 | 3 | 12 | 8 | 2 | 6 | 9.02 | 11 |
| FACTOR EXPLOS.- TAJEOS | .37 | .34 | .32 | .59 | .37 | .41 | .30 | .51 | .48 | .47 | - | .41 | .41 | .32 |
| FACTOR EXPLOS.- DESARR. | .69 | 3.43 | 1.57 | 1.82 | 1.65 | 9.70 | 1.28 | 2.15 | 2.30 | 1.04 | - | .67 | 1.87 | 1.50 |
| T.M./TALADRO-TAJEOS | 15.52 | 22.00 | 13.04 | 16.60 | 16.57 | 23.10 | 13.66 | 18.12 | 13.73 | 13.48 | - | 21.99 | 15.66 | - |
| T.M./TALADRO-DESARR. | 2.16 | 4.33 | 3.89 | 8.44 | 3.83 | 3.41 | 4.58 | 3.21 | 14.12 | 23.61 | - | 5.83 | 5.26 | - |
| MTS. PERF./T.M.- TAJEOS | .22 | .15 | .26 | .20 | .20 | .15 | .25 | .19 | .24 | .25 | - | .15 | .21 | - |
| MTS. PERF./T.M.- DESARR. | 1.56 | .78 | .86 | .40 | .87 | .99 | .73 | 1.05 | .24 | .14 | - | .58 | .64 | - |
| MTS. PERF./MT. AVANCE | 501.36 | 137.57 | 137.90 | 77.17 | 118.31 | 46.80 | 77.13 | 91.81 | 23.77 | 14.08 | - | 59.17 | 83.95 | - |

CUADRO RESUMEN DE EXPLORACIONES Y DESARROLLO

| ZONAS | PROMED. 1987 | ESTIM. 1988 | ENE. | FEB. | MAR. | ABR. | MAY. | JUN. | JUL. | AGO. | SET. | OCT. | NOV. | DIC. | ACUM. 1987 | PROMED. 1988 |
|------------|-----------------|----------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|------|-------|---------------|-----------------|
| ZONA I | | | | | | | | | | | | | | | | |
| GALERIAS | 29.20 | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| CRUCEROS | - | 2.50 | - | - | - | - | 24.25 | - | - | - | - | - | - | - | 24.25 | 2.02 |
| | .10 | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | 5.30 | 5.30 | .44 |
| RAMPAS Z/Z | 30.20 | - | 43.40 | 28.70 | 42.90 | 3.60 | 37.10 | 10.50 | 19.60 | 4.60 | 30.00 | 21.90 | - | 11.80 | 254.18 | 21.18 |
| SUBNIVELES | 58.90 | - | 71.55 | 90.40 | 42.00 | 52.75 | 15.60 | 48.30 | 53.80 | 19.00 | 29.90 | 13.30 | - | 28.80 | 465.40 | 38.78 |
| ZONA II | | | | | | | | | | | | | | | | |
| GALERIAS | .90 | 8.35 | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| | .30 | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| CRUCEROS | - | 6.70 | - | - | 7.00 | 5.80 | - | - | - | - | - | - | - | - | 12.80 | 1.07 |
| | 1.80 | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | 1.60 | 1.60 | .13 |
| RAMPAS Z/Z | 21.15 | - | 7.70 | 3.06 | 11.40 | 25.90 | 15.95 | 13.00 | 27.90 | 5.00 | 30.90 | 45.70 | - | 15.70 | 202.21 | 16.85 |
| SUBNIVELES | 10.70 | 18.30 | 8.00 | 7.60 | 18.80 | 2.60 | 5.00 | 11.80 | 10.90 | 5.10 | 2.30 | - | - | - | 72.10 | 6.01 |
| | 26.65 | - | - | - | - | 6.80 | 59.45 | 16.35 | 10.00 | 3.40 | 7.50 | 90.60 | - | 25.00 | 219.10 | 18.26 |

Continuación

CUADRO RESUMEN DE EXPLORACIONES Y DESARROLLO

| ZONAS | PROMED. 1987 | ESTIM. 1988 | ENE. | FEB. | MAR. | ABR. | MAY. | JUN. | JUL. | AGO. | SET. | OCT. | NOV. | DIC. | ACUM. 1987 | PROMED. 1988 |
|------------|-----------------|----------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|--------|------|-------|---------------|-----------------|
| ZONA III | | | | | | | | | | | | | | | | |
| GALERIAS | - | 8.35 | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| CRUCEROS | - | 3.30 | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| | 2.25 | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| RAMPAS Z/Z | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | 2.50 | - | - | - | - | - | - | - | 4.60 | 2.20 | 9.90 | 7.80 | - | 2.40 | 26.90 | 2.24 |
| SUBNIVELES | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | 18.85 | - | 2.20 | 3.70 | 6.20 | 11.65 | 19.50 | 10.00 | 11.40 | 5.60 | 4.70 | 2.00 | - | - | 76.95 | 6.41 |
| TOTAL | | | | | | | | | | | | | | | | |
| GALERIAS | .90 | 45.90 | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| | .30 | - | - | - | - | 24.25 | - | - | - | - | - | - | - | - | 24.25 | 2.02 |
| CRUCEROS | - | 12.50 | - | - | 7.00 | 5.80 | - | - | - | - | - | - | - | - | 12.80 | 1.07 |
| | 4.15 | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | 6.90 | 6.90 | .57 |
| RAMPAS Z/Z | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | 53.85 | - | 51.10 | 31.76 | 54.30 | 29.50 | 53.05 | 23.50 | 52.10 | 11.80 | 70.80 | 75.40 | - | 29.90 | 483.21 | 40.27 |
| SUBNIVELES | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | 10.70 | 18.30 | 8.00 | 7.60 | 18.80 | 2.60 | 5.00 | 11.80 | 10.90 | 5.10 | 2.30 | - | - | - | 72.10 | 6.01 |
| | 104.40 | - | 73.75 | 94.10 | 48.20 | 71.20 | 94.55 | 74.65 | 75.20 | 28.00 | 42.10 | 105.90 | - | 53.80 | 761.45 | 63.45 |

CUADRO RESUMEN DE ÍNDICE DE CONSUMO Y ESTANDARES - MINA COBRIZA

CUADRO ZONA 1

| MET. | CENTRO DE PRODUCCION | PROM 87 | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SET | OCT | NOV | DIC | PROM 88 |
|------|-----------------------|---------|-------|-------|-------|---------|--------|--------|--------|--------|---------|-------|--------|-------|---------|
| C | MINERAL ROTO | 71989 | 30401 | 37716 | 47567 | 35774 | 35086 | 11954 | 29120 | 12318 | 81026 | 33798 | 0 | 44258 | 33252 |
| O | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| R | Explosivos (Anf+Din) | 15202 | 12401 | 5674 | 11968 | 12608.3 | 9014 | 7805.4 | 2286 | 2560.3 | 16301.7 | 13984 | 5702.3 | 3793 | 8675 |
| . | Barrenos | 8. | 4 | 5 | 4 | 5 | 4 | 2 | 3 | 1 | 5 | 6 | 0 | 3 | 4 |
| | Brocas | 24 | 15 | 16 | 7 | 25 | 25 | 6 | 7 | 2 | 18 | 5 | 4 | 10 | 12 |
| | Perforacion mts. | 12154 | 6802 | 5844 | 7155 | 7976 | 6471.4 | 1727 | 2240.8 | 3266 | 11477 | 6779 | 268 | 3838 | 5337 |
| Y | Tareas (hbrs/guard.) | 1271 | 785 | 1106 | 1124 | 966 | 1192 | 186 | 520 | 393 | 1265 | 639 | 0 | 681 | 738 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .21 | .41 | .15 | .25 | .35 | .26 | .65 | .08 | .21 | .20 | .41 | - | .09 | .26 |
| R | Barrenos mts/und. | 1552 | 1701 | 1169 | 1789 | 1595 | 1618 | 864 | 814 | 3266 | 2295 | 1130 | - | 1279 | 1525 |
| E | Brocas mts/und. | 506 | 453 | 365 | 1022 | 319 | 259 | 288 | 349 | 1633 | 638 | 1356 | 67 | 384 | 457 |
| L | Perforacion mts./T.M. | .17 | .22 | .15 | .15 | .22 | .18 | .14 | .08 | .27 | .14 | .20 | - | .09 | .16 |
| . | Efic. (tm/tar) | 56.64 | 38.73 | 34.10 | 42.32 | 37.03 | 29436 | 64.27 | 56.00 | 31.34 | 64.05 | 52.89 | - | 64.99 | 45.05 |
| | MINERAL ROTO | 13192 | 12685 | 13634 | 7827 | 7708 | 4699 | 4902 | 4147 | 3314 | 3636 | 2747 | 0 | 2577 | 5656 |
| D | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| E | Explosivos (Anf+Din) | 9956 | 6819 | 13661 | 5938 | 7657 | 7502 | 9511.2 | 5782 | 2982.6 | 7340.8 | 5061 | 0 | 1695 | 6162 |
| S | Barrenos | 2 | 3 | 5 | 4 | 4 | 3 | 2 | 3 | 1 | 2 | 2 | 0 | 1 | 3 |
| A | Brocas | 6 | 10 | 14 | 7 | 20 | 20 | 8 | 7 | 2 | 7 | 3 | 0 | 4 | 9 |
| R | Perforacion mts. | 7180 | 5643 | 5670 | 6598 | 7732 | 7012.3 | 5427.4 | 5237 | 1757 | 4624 | 3798 | 0 | 1785 | 4607 |
| R | Tareas (hbrs/guard.) | 214 | 290 | 350 | 328 | 250 | 214 | 190 | 467 | 120 | 236 | 128 | 0 | 167 | 228 |
| O | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| L | Explosivos Kg./T.M. | .75 | .54 | 1.00 | .76 | .99 | 1.60 | 1.94 | 1.39 | .90 | 2.02 | 1.84 | - | .66 | 1.09 |
| L | Barrenos mts/und. | 3191 | 1881 | 1134 | 1650 | 1933 | 2337 | 2714 | 1746 | 1757 | 2312 | 1899 | - | 1785 | 1843 |
| O | Brocas mts/und. | 1180 | 564 | 405 | 943 | 387 | 351 | 678 | 748 | 879 | 661 | 1266 | - | 446 | 542 |
| | Perforacion mts./T.M. | .54 | .44 | .42 | .84 | 1.00 | 1.49 | 1.11 | 1.26 | .53 | 1.27 | 1.38 | - | .69 | .81 |
| | Efic. (tm/tar) | 61.62 | 43.74 | 38.95 | 23.86 | 30.83 | 21.86 | 25.80 | 8.88 | 27.62 | 15.41 | 21.46 | - | 15.43 | 24.77 |

Continuación.....

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|-----------------------|-------|-------|-------|-------|---------|---------|---------|--------|--------|---------|-------|--------|-------|-------|
| T | MINERAL ROTO | 85181 | 43086 | 51350 | 55394 | 43482 | 39785 | 16856 | 33267 | 15632 | 84662 | 36545 | - | 46835 | 38908 |
| | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos (Anf+Din) | 25158 | 19220 | 19335 | 17906 | 20265.3 | 16516 | 17316.6 | 8068 | 5542.9 | 23642.5 | 19043 | 5702.3 | 46835 | 38908 |
| O | Barrenos | 10 | 7 | 10 | 8 | 9 | 7 | 4 | 6 | 2 | 7 | 8 | - | 4 | 7 |
| | Brocas | 30 | 25 | 30 | 14 | 45 | 45 | 14 | 14 | 4 | 25 | 8 | 4 | 14 | 21 |
| | Perforacion mts. | 19334 | 12445 | 11514 | 13753 | 15708 | 13483.7 | 7154.4 | 7677.8 | 5023 | 16101 | 10577 | 268 | 5623 | 9944 |
| T | Tareas (hhrs/guard. | 1485 | 1075 | 1456 | 1452 | 1216 | 1406 | 376 | 987 | 513 | 1501 | 767 | - | 848 | 966 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .30 | .45 | .38 | .32 | .47 | .42 | 1.03 | .24 | .35 | .28 | .52 | - | .12 | .38 |
| A | Barrenos mts/und. | 1917 | 1778 | 1151 | 1719 | 1745 | 1926 | 1789 | 1280 | 2512 | 2300 | 1322 | - | 1406 | 1657 |
| | Brocas mts/und. | 643 | 498 | 384 | 982 | 349 | 300 | 511 | 548 | 1256 | 644 | 1322 | 67 | 402 | 493 |
| | Perforacion mts./T.M. | .23 | .29 | .22 | .25 | .36 | .34 | .42 | .23 | .32 | .19 | .29 | - | .12 | .26 |
| L | Efic. (tm/tar) | 57.36 | 40.08 | 35.27 | 38.15 | 35.76 | 28.30 | 44.83 | 33.71 | 39.47 | 56.40 | 47.65 | - | 55.23 | 40.28 |

CUADRO RESUMEN DE INDICE DE CONSUMO Y ESTANDARES - MINA COBRIZA

CUADRO ZONA 1

| MET. | CENTRO DE PRODUCCION | PROM 88 | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SET | OCT | NOV | DIC | PROM 89 |
|------|-----------------------|---------|--------|---------|--------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|---------|---------|
| C | MINERAL ROTO | 32252 | 42417 | 38674 | 41959 | 67156 | 62619 | 73489 | 61684 | 43731 | 65830 | 66791 | 68987 | 56541 | 57490 |
| O | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| R | Explosivos (Anf+Din) | 8675 | 7750 | 12946.7 | 10785 | 14747 | 9723 | 15162 | 13001 | 11025 | 13469 | 16524 | 14382 | 12584 | 12675 |
| . | Barrenos | 4 | 4 | 5 | 4 | 4 | 7 | 7 | 5 | 10 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 |
| . | Brocas | 12 | 10 | 17 | 10 | 10 | 12 | 18 | 16 | 13 | 14 | 18 | 14 | 11 | 14 |
| . | Perforacion mts. | 5337 | 7550.4 | 9692.1 | 6890.7 | 8174.1 | 8553 | 8959 | 11696 | 8125 | 9830 | 9351 | 9570 | 11042.3 | 9119 |
| Y | Tareas (hbrs/guard.) | 738 | | 654 | 743 | 890 | 693 | 1087 | 1084 | 578 | 902 | 1136 | 1200 | 1060 | 912 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .26 | .18 | .33 | .26 | .22 | .16 | .21 | .21 | .25 | .20 | .25 | .21 | .22 | .22 |
| R | Barrenos mts/und. | 1525 | 1888 | 1938 | 1723 | 2044 | 1222 | 1280 | 2339 | 813 | 1638 | 1559 | 1595 | 1840 | 1563 |
| E | Brocas mts/und. | 457 | 755 | 570 | 689 | 817 | 713 | 498 | 731 | 625 | 702 | 520 | 684 | 1004 | 671 |
| L | Perforacion mts./T.M. | .16 | .18 | .25 | .16 | .12 | .14 | .12 | .19 | .19 | .15 | .14 | .14 | .20 | .16 |
| . | Efic. (tm/tar) | 45.05 | - | 59.13 | 56.47 | 75.46 | 90.36 | 67.61 | 56.90 | 75.66 | 72.98 | 58.79 | 57.49 | 53.34 | 68.80 |
| | MINERAL ROTO | 5656 | 7720 | 4784 | 8370 | 625 | 2618 | 900 | 5811 | 4750 | 5857 | 869 | 5646 | 926 | 4073 |
| D | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| E | Explosivos (Anf+Din) | 6162 | 11474 | 7282.2 | 8744.9 | 10298 | 3487 | 3787 | 5956 | 4065 | 3261 | 4133 | 10795 | 6476 | 6647 |
| S | Barrenos | 3 | 6 | 2 | 3 | 3 | 5 | 2 | 2 | 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 |
| A | Brocas | 9 | 14 | 6 | 6 | 8 | 10 | 7 | 6 | 3 | 4 | 7 | 6 | 6 | 7 |
| R | Perforacion mts. | 4607 | 6048.9 | 3153.9 | 5480 | 5916.9 | 3795 | 2967 | 3863 | 1512 | 3594 | 3081 | 4013 | 3949.3 | 3948 |
| R | Tareas (hbrs/guard.) | 228 | - | 568 | 633 | 391 | 300 | 180 | 308 | 130 | 450 | 244 | 331 | 408 | 358 |
| O | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| L | Explosivos Kg./T.M. | 1.09 | 1.49 | 1.52 | 1.04 | 16.48 | 1.33 | 4.21 | 1.02 | .86 | .56 | 4.76 | 1.91 | 6.99 | 1.63 |
| L | Barrenos mts/und. | 1843 | 1008 | 1577 | 1827 | 1972 | 759 | 1484 | 1932 | 504 | 1797 | 1541 | 2007 | 987 | 1316 |
| O | Brocas mts/und. | 542 | 432 | 526 | 913 | 740 | 380 | 424 | 644 | 504 | 899 | 440 | 669 | 658 | 571 |
| | Perforacion mts./T.M. | .81 | .78 | .66 | .65 | 9.47 | 1.45 | 3.30 | .66 | .32 | .61 | 3.55 | .71 | 4.26 | .97 |
| | Efic. (tm/tar) | 24.77 | - | 8.42 | 13.22 | 1.60 | 8.73 | 5.00 | 1887 | 36.54 | 13.02 | 3.56 | 17.06 | 2.27 | 12.40 |

Continuación.....

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|-----------------------|-------|---------|---------|---------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|---------|-------|
| T | MINERAL ROTO | 38908 | 50137 | 43458 | 50329 | 67781 | 65237 | 74389 | 67495 | 48481 | 71687 | 67660 | 74633 | 57467 | 61563 |
| | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos (Anf+Din) | 14837 | 19224 | 20228.9 | 19529.9 | 25045 | 13210 | 18948 | 18957 | 15090 | 16730 | 20657 | 25177 | 19060 | 19322 |
| O | Barrenos | 7 | 10 | 7 | 7 | 7 | 12 | 9 | 7 | 13 | 8 | 8 | 8 | 10 | 9 |
| | Brocas | 21 | 24 | 23 | 16 | 18 | 22 | 25 | 22 | 16 | 18 | 25 | 20 | 17 | 21 |
| | Perforacion mts. | 9444 | 13599.3 | 12846 | 12370.7 | 14091 | 12348 | 11926 | 15559 | 9637 | 13424 | 12432 | 13583 | 14991.6 | 13067 |
| T | Tareas (hbrs/guard. | 966 | - | 1222 | 1376 | 1281 | 933 | 1267 | 1392 | 708 | 1352 | 1380 | 1531 | 1468 | 1270 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .38 | .38 | .47 | .39 | .37 | .20 | .25 | .28 | .31 | .23 | .31 | .34 | .33 | .31 |
| A | Barrenos mts/und. | 1657 | 1360 | 1835 | 1767 | 2013 | 1029 | 1325 | 2223 | 741 | 1678 | 1554 | 1698 | 1499 | 1479 |
| | Brocas mts/und. | 493 | 567 | 559 | 773 | 783 | 561 | 477 | 707 | 602 | 746 | 497 | 679 | 882 | 637 |
| | Perforacion mts./T.M. | .26 | .27 | .30 | .25 | .21 | .19 | .16 | .23 | .20 | .19 | .18 | .18 | .26 | .21 |
| L | Efic. (tm/tar) | 40.28 | - | 35.56 | 36.58 | 52.91 | 65.70 | 56.71 | 48.49 | 68.48 | 53.02 | 49.03 | 48.75 | 39.15 | 48.47 |

CUADRO RESUMEN DE INDICE DE CONSUMO Y ESTANDARES - MINA COBRIZA

CUADRO ZONA 2

| MET. | CENTRO DE PRODUCCION | PROM 87 | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SET | OCT | NOV | DIC | PROM 88 |
|------|-----------------------|---------|-------|-------|-------|-------|-------|---------|-------|-------|-------|--------|------|-------|---------|
| C | MINERAL ROTO | 61921 | 44898 | 45248 | 38291 | 41278 | 34758 | 14226 | 31699 | 17599 | 61818 | 34959 | 0 | 21225 | 32167 |
| O | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| R | Explosivos (Anf+Din) | 14439 | 16941 | 9758 | 8643 | 11764 | 6911 | 5917.63 | 4254 | 3953 | 13093 | 17253 | 0 | 1996 | 8374 |
| . | Barrenos | 6 | 6 | 8 | 8 | 6 | 2 | 2 | 3 | 1 | 13 | 8 | 0 | 2 | 5 |
| | Brocas | 24 | 24 | 11 | 14 | 37 | 9 | 5 | 10 | 3 | 20 | 10 | 1 | 16 | 13 |
| | Perforacion mts. | 10100 | 10642 | 5090 | 6370 | 8593 | 4980 | 3235 | 3389 | 2548 | 6983 | 8688 | 3564 | 1758 | 5487 |
| Y | Tareas (hbrs/guard.) | 773 | 610 | 690 | 779 | 750 | 614 | 200 | 553 | 308 | 896 | 340 | 0 | 320 | 505 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .23 | .38 | .22 | .23 | .28 | .20 | .42 | .13 | .22 | .21 | .49 | - | .09 | .26 |
| R | Barrenos mts/und. | 1574 | 1774 | 636 | 796 | 1432 | 2490 | 1618 | 1130 | 2548 | 537 | 1086 | - | 879 | 1116 |
| E | Brocas mts/und. | 421 | 443 | 463 | 455 | 232 | 553 | 647 | 339 | 849 | 349 | 869 | 3564 | 110 | 412 |
| L | Perforacion mts./T.M. | .16 | .24 | .11 | .17 | .21 | .14 | .23 | .11 | .14 | .11 | .25 | - | .08 | .17 |
| . | Efic. (tm/tar) | 80.15 | 73.60 | 65.58 | 49.15 | 55.04 | 56.61 | 71.13 | 57.32 | 57.14 | 68.99 | 102.82 | - | 66.33 | 63.70 |
| | MINERAL ROTO | 8331 | 1488 | 1028 | 3167 | 4078 | 7674 | 3981 | 4201 | 370 | 4567 | 1841 | 0 | 1692 | 2841 |
| D | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| E | Explosivos (Anf+Din) | 10807 | 3468 | 5982 | 5236 | 4069 | 5476 | 5715 | 1801 | 1759 | 7521 | 10021 | 0 | 338 | 4282 |
| S | Barrenos | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 2 | 2 | 1 | 2 | 13 | 4 | 0 | 2 | 3 |
| A | Brocas | 5 | 5 | 4 | 6 | 8 | 6 | 5 | 5 | 2 | 20 | 8 | 0 | 4 | 6 |
| R | Perforacion mts. | 6714 | 2052 | 1589 | 2900 | 1790 | 3689 | 3142 | 1729 | 1330 | 6310 | 2682 | 0 | 865 | 2340 |
| R | Tareas (hbrs/guard.) | 154 | 55 | 50 | 105 | 125 | 300 | 59 | 92 | 29 | 178 | 198 | 0 | 526 | 143 |
| O | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| L | Explosivos Kg./T.M. | 1.30 | 2.33 | 5.82 | 1.65 | 1.00 | .71 | 1.44 | .43 | 4.75 | 1.65 | 5.44 | - | .20 | 1.51 |
| L | Barrenos mts/und. | 3357 | 1026 | 795 | 725 | 895 | 1845 | 1571 | 1729 | 665 | 485 | 671 | - | 433 | 780 |
| O | Brocas mts/und. | 1343 | 410 | 397 | 483 | 224 | 615 | 628 | 346 | 665 | 316 | 335 | - | 216 | 385 |
| | Perforacion mts./T.M. | .81 | 1.38 | 1.55 | .92 | .44 | .48 | .79 | .41 | 3.59 | 1.38 | 1.46 | - | .51 | .82 |
| | Efic. (tm/tar) | 54.01 | 27.05 | 20.56 | 30.16 | 32.62 | 25.58 | 67.47 | 45.66 | 12.76 | 25.66 | 9.30 | - | 3.22 | 19.85 |

Continuación.....

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|-----------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|------|-------|-------|
| T | MINERAL ROTO | 70252 | 46386 | 46276 | 41458 | 45356 | 42432 | 18207 | 35900 | 17969 | 66385 | 36800 | - | 22917 | 35008 |
| | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos (Anf+Din) | 25246 | 20409 | 15740 | 13879 | 15833 | 12387 | 11632 | 6055 | 5712 | 20614 | 27274 | - | 4 | 12656 |
| O | Barrenos | 8 | 8 | 10 | 12 | 8 | 4 | 4 | 4 | 3 | 26 | 12 | - | 4 | 8 |
| | Brocas | 29 | 29 | 15 | 20 | 45 | 15 | 10 | 15 | 5 | 40 | 18 | 1 | 20 | 19 |
| | Perforacion mts. | 16814 | 12694 | 6679 | 9270 | 10383 | 8669 | 6377 | 5118 | 3878 | 13293 | 11370 | 3564 | 2623 | 7827 |
| T | Tareas (hbrs/guard. | 927 | 665 | 740 | 884 | 875 | 914 | 259 | 645 | 337 | 1074 | 538 | - | 846 | 648 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .36 | .44 | .34 | .33 | .35 | .29 | .64 | .17 | .32 | .31 | .74 | - | .10 | .36 |
| A | Barrenos mts/und. | 1998 | 1587 | 668 | 773 | 1298 | 2167 | 1594 | 1280 | 1293 | 511 | 948 | - | 656 | 989 |
| | Brocas mts/und. | 580 | 438 | 445 | 464 | 231 | 578 | 638 | 341 | 776 | 332 | 632 | 3564 | 131 | 403 |
| | Perforacion mts./T.M. | .24 | .27 | .14 | .22 | .23 | .20 | .35 | .14 | .22 | .20 | .31 | - | .11 | .22 |
| L | Efic. (tm/tar) | 75.78 | 69.75 | 62.54 | 46.90 | 51.84 | 46.42 | 70.30 | 55.66 | 53.32 | 61.81 | 68.40 | - | 27.09 | 54.02 |

CUADRO RESUMEN DE INDICE DE CONSUMO Y ESTANDARES - MINA COBRIZA

CUADRO ZONA 2

| MET. | CENTRO DE PRODUCCION | PROM 88 | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SET | OCT | NOV | DIC | PROM 90 |
|------|-----------------------|---------|-------|-------|---------|-------|-------|-------|-------|--------|-------|--------|-------|-------|---------|
| C | MINERAL ROTO | 32167 | 47202 | 39394 | 59969 | 63231 | 60284 | 55263 | 49046 | 31394 | 44759 | 58390 | 55652 | 58571 | 51930 |
| O | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| R | Explosivos (Anf+Din) | 8374 | 23954 | 7814 | 8285 | 16075 | 6561 | 9301 | 8435 | 4995 | 5393 | 14819 | 8404 | 1761 | 9650 |
| . | Barrenos | 5 | 4 | 3 | 5 | 5 | 5 | 7 | 5 | 4 | 7 | 3 | 6 | 6 | 5 |
| | Brocas | 13 | 16 | 10 | 20 | 15 | 17 | 21 | 20 | 13 | 17 | 11 | 18 | 12 | 16 |
| | Perforacion mts. | 5487 | 10065 | 13110 | 16757.4 | 11203 | 12878 | 11759 | 9348 | 3610 | 9980 | 8714 | 9344 | 8600 | 10447 |
| Y | Tareas (hbrs/guard.) | 505 | 570 | 780 | 741.5 | 738 | 835 | 766 | 650 | 225 | 816 | 364 | 759 | 763 | 667 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .26 | .51 | .20 | .14 | .25 | .11 | .17 | .17 | .16 | .12 | .25 | .15 | .03 | .19 |
| R | Barrenos mts/und. | 1116 | 2516 | 4370 | 3351 | 2241 | 2574 | 1680 | 1870 | 903 | 1426 | 2905 | 1557 | 1433 | 2089 |
| E | Brocas mts/und. | 412 | 629 | 1311 | 838 | 747 | 757 | 560 | 467 | 278 | 587 | 792 | 519 | 717 | 660 |
| L | Perforacion mts./T.M. | .17 | .21 | .33 | .28 | .18 | .21 | .21 | .19 | .11 | .22 | .15 | .17 | .15 | .20 |
| . | Efic. (tm/tar) | 63.70 | 82.81 | 50.51 | 80.88 | 85.68 | 72.20 | 72.14 | 75.46 | 139.53 | 54.85 | 160.41 | 73.32 | 76.76 | 77.82 |
| | MINERAL ROTO | 2841 | 7566 | 10279 | 4784 | 7710 | 9051 | 5906 | 8222 | 6961 | 18704 | 17400 | 16992 | 2723 | 9692 |
| D | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| E | Explosivos (Anf+Din) | 4282 | 1541 | 341 | 33193 | 21065 | 13171 | 5643 | 7576 | 702 | 6548 | 28960 | 8895 | 1476 | 10759 |
| S | Barrenos | 3 | 2 | 2 | 1 | 3 | 1 | 1 | 3 | 2 | 3 | 4 | 2 | 3 | 2 |
| A | Brocas | 6 | 8 | 4 | 1 | 11 | 3 | 4 | 5 | 5 | 4 | 14 | 8 | 8 | 6 |
| R | Perforacion mts. | 2340 | 3682 | 3875 | 640.2 | 7917 | 2445 | 2800 | 7939 | 2652 | 6137 | 10759 | 4892 | 5343 | 4923 |
| R | Tareas (hbrs/guard.) | 143 | 360 | 120 | 137 | 157 | 159 | 139 | 151 | 252 | 244 | 672 | 262 | 252 | 242 |
| O | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| L | Explosivos Kg./T.M. | 1.51 | .20 | .03 | 6.94 | 2.73 | 1.46 | .96 | .92 | .10 | .35 | 1.66 | .52 | .54 | 1.11 |
| L | Barrenos mts/und. | 780 | 1841 | 1938 | 640 | 2639 | 2445 | 2800 | 2646 | 1326 | 2046 | 2690 | 2446 | 1781 | 2188 |
| O | Brocas mts/und. | 385 | 460 | 969 | 640 | 720 | 815 | 700 | 1588 | 530 | 1534 | 769 | 612 | 668 | 788 |
| | Perforacion mts./T.M. | .82 | .49 | .38 | .13 | 1.03 | .27 | .47 | .97 | .38 | .33 | .62 | .29 | 1.96 | .51 |
| | Efic. (tm/tar) | 19.85 | 21.02 | 85.66 | 34.92 | 49.11 | 56.92 | 42.49 | 54.45 | 27.62 | 76.66 | 25.89 | 64.85 | 10.81 | 40.03 |

Continuación

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|-----------------------|-------|-------|-------|---------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| T | MINERAL ROTO | 35008 | 54768 | 49673 | 64753 | 70941 | 69335 | 61169 | 57268 | 38355 | 63463 | 75790 | 72644 | 61294 | 61622 |
| | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos (Anf+Din) | 12656 | 25495 | 8155 | 41478 | 37140 | 19732 | 14944 | 16011 | 5697 | 11941 | 43779 | 17299 | 3237 | 20409 |
| O | Barrenos | 8 | 6 | 5 | 6 | 8 | 6 | 8 | 8 | 6 | 10 | 7 | 8 | 9 | 7 |
| | Brocas | 19 | 24 | 14 | 21 | 26 | 20 | 25 | 25 | 18 | 21 | 25 | 26 | 20 | 22 |
| | Perforacion mts. | 7827 | 13747 | 16985 | 17397.6 | 19120 | 15315 | 14559 | 17287 | 6262 | 16117 | 19473 | 14236 | 13943 | 15370 |
| T | Tareas (hbrs/guard. | 648 | 930 | 900 | 878.5 | 895 | 994 | 905 | 801 | 477 | 1060 | 1036 | 1021 | 1015 | 909 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .36 | .47 | .16 | .64 | .52 | .28 | .24 | .28 | .15 | .19 | .58 | .24 | .05 | .33 |
| A | Barrenos mts/und. | 989 | 2291 | 3397 | 2900 | 2390 | 2553 | 1820 | 2161 | 1044 | 1612 | 2782 | 1780 | 1549 | 2120 |
| | Brocas mts/und. | 403 | 573 | 1213 | 828 | 735 | 766 | 582 | 691 | 348 | 767 | 779 | 548 | 697 | 696 |
| | Perforacion mts./T.M. | .22 | .25 | .34 | .27 | .27 | .22 | .24 | .30 | .16 | .25 | .26 | .20 | .23 | .25 |
| L | Efic. (tm/tar) | 54.02 | 58.89 | 55.19 | 73.71 | 79.26 | 69.75 | 67.59 | 71.50 | 80.41 | 59.87 | 73.16 | 71.15 | 60.39 | 67.79 |

CUADRO RESUMEN DE INDICE DE CONSUMO Y ESTANDARES - MINA COBRIZA

CUADRO ZONAS 3

| MET. | CENTRO DE PRODUCCION | PROM 87 | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SET | OCT | NOV | DIC | PROM 88 |
|------|-----------------------|---------|--------|-------|-------|-------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|------|-------|---------|
| C | MINERAL ROTO | 84712 | 74838 | 67319 | 66836 | 62147 | 64758 | 24114 | 42173 | 25029 | 65824 | 57979 | 0 | 34739 | 48813 |
| O | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| R | Explosivos (Anf+Din) | 26823 | 27577 | 22674 | 21189 | 36914 | 23918 | 9774 | 9740 | 12677 | 31271 | 27377 | 0 | 14363 | 19790 |
| . | Barrenos | 10 | 12 | 11 | 10 | 12 | 10 | 6 | 4 | 2 | 11 | 7 | 2 | 6 | 8 |
| | Brocas | 35 | 40 | 30 | 28 | 63 | 25 | 26 | 14 | 14 | 11 | 22 | 4 | 8 | 24 |
| | Perforacion mts. | 18069 | 16948 | 10263 | 18477 | 13209 | 13108 | 3501 | 10456 | 4633 | 16078 | 14422 | 1848 | 5299 | 10687 |
| Y | Tareas (hbrs/guard.) | 1447 | 1320 | 1467 | 1480 | 980 | 1526 | 414 | - | 597 | 1536 | 747 | 150 | 693 | 992 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .32 | .37 | .34 | .32 | .59 | .37 | .41 | .23 | .51 | .48 | .47 | - | .41 | .41 |
| R | Barrenos mts/und. | 1792 | 1412 | 933 | 1848 | 1101 | 1311 | 584 | 2614 | 2317 | 1462 | 2060 | 924 | 883 | 1379 |
| E | Brocas mts/und. | 522 | 424 | 342 | 660 | 210 | 524 | 135 | 747 | 331 | 1462 | 656 | 462 | 662 | 450 |
| L | Perforacion mts./T.M. | .21 | .23 | .15 | .28 | .21 | .20 | .15 | .25 | .19 | .24 | .25 | - | .15 | .22 |
| . | Efic. (tm/tar) | 58.53 | 56.70 | 45.89 | 45.16 | 63.42 | 42.44 | 58.25 | - | 41.92 | 42.85 | 77.62 | - | 50.13 | 53.69 |
| | MINERAL ROTO | 3317 | 708 | 654 | 992 | 2261 | 2637 | 474 | 1666 | 684 | 1454 | 281 | 0 | 245 | 1005 |
| D | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| E | Explosivos (Anf+Din) | 4968 | 492 | 2243 | 1557 | 4109 | 4355 | 4598 | 2149 | 1469 | 3350 | 1006 | 0 | 164 | 2124 |
| S | Barrenos | 1 | 1 | 1 | 1 | 4 | 2 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 0 | - | 1 |
| A | Brocas | 2 | 1 | 1 | 1 | 10 | 10 | 2 | 6 | 1 | 1 | 1 | 0 | - | 3 |
| R | Perforacion mts. | 2361 | 329 | 509 | 962 | 1782 | 2306.7 | 468.6 | 1234 | 716.1 | 347 | 455 | 0 | 142 | 771 |
| R | Tareas (hbrs/guard.) | 69 | 6 | 12 | 72 | 33 | 40 | 16 | - | 10 | 26 | 18 | 0 | 16 | 17 |
| O | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| L | Explosivos Kg./T.M. | 1.50 | .69 | 3.43 | 1.57 | 1.82 | 1.65 | 9.70 | 1.29 | 2.15 | 2.30 | 3.58 | - | .67 | 2.11 |
| L | Barrenos mts/und. | 2463 | 329 | 509 | 962 | 446 | 1153 | 469 | 1234 | 716 | 347 | 455 | - | - | 661 |
| O | Brocas mts/und. | 1349 | 329 | 509 | 962 | 178 | 231 | 234 | 206 | 716 | 347 | 455 | - | - | 272 |
| | Perforacion mts./T.M. | .71 | .46 | .78 | .97 | .79 | .87 | .99 | .74 | 1.05 | .24 | 1.62 | - | .58 | .77 |
| | Efic. (tm/tar) | 47.78 | 118.00 | 54.50 | 82.67 | 68.52 | 65.93 | 29.63 | - | 68.40 | 55.92 | 15.61 | - | 15.31 | 63.79 |

Continuación.....

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|-----------------------|-------|-------|-------|-------|-------|---------|--------|-------|--------|-------|-------|------|-------|-------|
| T | MINERAL ROTO | 88029 | 75546 | 67973 | 67828 | 64408 | 67395 | 24588 | 43839 | 25713 | 67278 | 58260 | - | 34984 | 49818 |
| | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos (Anf+Din) | 31791 | 28069 | 24917 | 22746 | 41023 | 28273 | 14372 | 11889 | 14146 | 34621 | 28383 | - | 14527 | 21914 |
| O | Barrenos | 11 | 13 | 12 | 11 | 16 | 12 | 7 | 5 | 3 | 12 | 8 | 2 | 6 | 9 |
| | Brocas | 37 | 41 | 31 | 29 | 73 | 35 | 28 | 20 | 15 | 12 | 23 | 4 | 8 | 27 |
| | Perforacion mts. | 20430 | 17277 | 10772 | 19439 | 14991 | 15414.3 | 3969.9 | 11690 | 5349.3 | 16425 | 14877 | 1848 | 5441 | 11458 |
| T | Tareas (hbrs/guard. | 1516 | 1326 | 1479 | 1492 | 1013 | 1566 | 430 | - | 607 | 1562 | 765 | 150 | 709 | 1009 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .36 | .37 | .37 | .34 | .64 | .42 | .58 | .27 | .55 | .51 | .49 | - | .42 | .44 |
| A | Barrenos mts/und. | 1850 | 1329 | 898 | 1767 | 937 | 1285 | 567 | 2338 | 1783 | 1369 | 1860 | 924 | 907 | 1285 |
| | Brocas mts/und. | 562 | 421 | 347 | 670 | 205 | 440 | 142 | 585 | 357 | 1369 | 647 | 462 | 680 | 431 |
| | Perforacion mts./T.M. | .23 | .23 | .16 | .29 | .23 | .23 | .16 | .27 | .21 | .24 | .26 | - | .16 | .23 |
| L | Efic. (tm/tar) | 58.07 | 56.97 | 45.96 | 45.46 | 63.58 | 43.04 | 57.18 | - | 42.36 | 43.07 | 76.16 | - | 49.34 | 49.37 |

CUADRO RESUMEN DE INDICE DE CONSUMO Y ESTANDARES - MINA COBRIZA-

CUADRO ZONAS 3

| MET. | CENTRO DE PRODUCCION | PROM 88 | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SET | OCT | NOV | DIC | PROM 89 |
|------|-----------------------|---------|-------|-------|--------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|---------|
| C | MINERAL ROTO | 48813 | 98896 | 62801 | 82139 | 62295 | 68660 | 67886 | 72629 | 45035 | 87888 | 74581 | 72712 | 68256 | 72315 |
| O | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| R | Explosivos (Anf+Din) | 19790 | 23445 | 38562 | 25292 | 37829 | 30885 | 26245 | 25916 | 21864 | 15952 | 29025 | 26105 | 25826 | 27246 |
| . | Barrenos | 8 | 6 | 12 | 9 | 11 | 5 | 13 | 10 | 10 | 9 | 12 | 11 | 10 | 10 |
| . | Brocas | 24 | 30 | 28 | 28 | 28 | 31 | 33 | 24 | 14 | 32 | 38 | 32 | 26 | 29 |
| . | Perforacion mts. | 10687 | 16354 | 10058 | 12569 | 14886 | 19662 | - | 14920 | 9397 | 13287 | 14545 | 19373 | 14408 | 14496 |
| Y | Tareas (hbrs/guard.) | 992 | 1406 | 1024 | 1134 | 1208 | 1314 | 1118 | 1145 | 725 | 1024 | 1320 | 1140 | 1114 | 1139 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| . | Explosivos Kg./T.M. | .41 | .24 | .61 | .31 | .57 | .45 | .39 | .36 | .49 | .18 | .39 | .36 | .38 | .38 |
| R | Barrenos mts/und. | 1379 | 2726 | 838 | 1397 | 1353 | 3932 | - | 1492 | 940 | 1476 | 1212 | 1761 | 1441 | 1351 |
| E | Brocas mts/und. | 450 | 545 | 359 | 449 | 532 | 634 | - | 622 | 671 | 415 | 383 | 605 | 554 | 464 |
| L | Perforacion mts./T.M. | .22 | .17 | .16 | .15 | .22 | .29 | - | .21 | .21 | .15 | .20 | .27 | .21 | .18 |
| . | Efic. (tm/tar) | 53.69 | 70.34 | 61.33 | 72.43 | 54.88 | 52.25 | 60.72 | 63.43 | 62.12 | 85.83 | 56.50 | 63.78 | 61.27 | 63.47 |
| | MINERAL ROTO | 1005 | 624 | 855 | 3351 | 1762 | 815 | 2755 | 1214 | 318 | 1338 | 705 | 224 | 313 | 1220 |
| D | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| E | Explosivos (Anf+Din) | 2124 | 461 | 791 | 5630 | 4897 | 709 | 6903 | 6465 | 798 | 5897 | 5672 | 1144 | 2483 | 3487 |
| S | Barrenos | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 | 1 | 1 | 2 | 1 | 1 | 2 | 1 | 1 | 1 |
| A | Brocas | 3 | 1 | 3 | 4 | 2 | 1 | 2 | 6 | 2 | 4 | 2 | 1 | 1 | 2 |
| R | Perforacion mts. | 771 | 95.7 | 503 | 2240.7 | 1059.3 | 413 | - | 2560 | 495 | 4569 | 1954 | 253 | 729 | 1352 |
| R | Tareas (hbrs/guard.) | 17 | 14 | 16 | 72 | 56 | 16 | 123 | 104 | 10 | 300 | 72 | 14 | 21 | 68 |
| O | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| L | Explosivos Kg./T.M. | 2.11 | .74 | - | 1.68 | 2.78 | .87 | 2.51 | 5.33 | 2.51 | 4.41 | 8.05 | 5.11 | 7.93 | 3.12 |
| L | Barrenos mts/und. | 661 | 96 | 503 | 2241 | 530 | 413 | - | 1280 | 495 | 4569 | 977 | 253 | 7.29 | 991 |
| O | Brocas mts/und. | 272 | 96 | 168 | 560 | 530 | 413 | - | 427 | 248 | 1142 | 977 | 253 | 729 | 513 |
| . | Perforacion mts./T.M. | .77 | .15 | - | .67 | .60 | .51 | - | 2.11 | 1.56 | 3.41 | 2.77 | 1.13 | 2.33 | 1.11 |
| . | Efic. (tm/tar) | 63.79 | 44.57 | - | 46.54 | 31.46 | 50.94 | 22.40 | 11.67 | 31.80 | 4.46 | 9.79 | 16.00 | 14.90 | 16.40 |

Continuación.....

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|-----------------------|-------|---------|-------|---------|---------|-------|-------|-------|-------|---------|-------|-------|-------|-------|
| T | MINERAL ROTO | 48818 | 99520 | 62801 | 85490 | 68057 | 69475 | 70604 | 73843 | 45353 | 89226 | 75286 | 72936 | 68569 | 73535 |
| | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos (Anf+Din) | 21914 | 23905.8 | 39353 | 30922 | 42726 | 31594 | 33148 | 32381 | 22662 | 21849 | 34697 | 27249 | 28309 | 30733 |
| O | Barrenos | 9 | 7 | 13 | 10 | 13 | 6 | 14 | 12 | 11 | 10 | 14 | 12 | 11 | 11 |
| | Brocas | 27 | 31 | 31 | 32 | 30 | 32 | 35 | 30 | 16 | 36 | 40 | 33 | 27 | 31 |
| | Perforacion mts. | 11458 | 16449.7 | 10561 | 14809.7 | 15945.6 | 20075 | - | 77480 | 9892 | 17855.5 | 16499 | 19626 | 15137 | 15848 |
| T | Tareas (hbrs/guard. | 1009 | 1420 | 1040 | 1206 | 1264 | 1330 | 1241 | 1249 | 735 | 1324 | 1392 | 1154 | 1135 | 1207 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .44 | .24 | .63 | .36 | .63 | .45 | .47 | .44 | .50 | .24 | .46 | .37 | .41 | .42 |
| A | Barrenos mts/und. | 1285 | 2350 | 812 | 1481 | 1227 | 3346 | - | 1457 | 899 | 1786 | 1179 | 1636 | 1376 | 1311 |
| | Brocas mts/und. | 431 | 531 | 341 | 463 | 532 | 627 | - | 583 | 618 | 496 | 412 | 595 | 561 | 467 |
| | Perforacion mts./T.M. | .23 | .17 | .17 | .17 | .23 | .29 | - | .24 | .22 | .20 | .22 | .27 | .22 | .20 |
| L | Efic. (tm/tar) | 49.37 | 70.08 | 60.39 | 70.89 | 53.84 | 52.24 | 56.92 | 59.12 | 61.70 | 67.39 | 54.08 | 63.20 | 60.41 | 60.92 |

CUADRO RESUMEN DE INDICE DE CONSUMO Y ESTANDARES - MINA COBRIZA

CUADRO D TOTAL ZONAS

| MET. | CENTRO DE PRODUCCION | PROM 87 | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SET | OCT | NOV | DIC | PROM 88 |
|------|-----------------------|---------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|---------|---------|--------|--------|------|--------|---------|
| C | MINERAL ROTO | 218622 | 150137 | 150283 | 152694 | 139199 | 134602 | 50294 | 102992 | 54946 | 208668 | 126736 | - | 100222 | 124616 |
| O | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| R | Explosivos (Anf+Din) | 56464 | 56919 | 38106 | 41800 | 61286 | 39843 | 23497 | 16280 | 19190 | 60666 | 58614 | 5702 | 20152 | 36838 |
| . | Barrenos | 24 | 22 | 24 | 22 | 23 | 16 | 10 | 10 | 4 | 29 | 21 | 2 | 11 | 16 |
| . | Brocas | 83 | 79 | 57 | 49 | 125 | 59 | 37 | 31 | 19 | 49 | 37 | 9 | 34 | 49 |
| . | Perforacion mts. | 40323 | 34392 | 21197 | 32002 | 29778 | 24559 | 8463.3 | 16285.8 | 10447.2 | 34538 | 29889 | 5680 | 10895 | 21511 |
| Y | Tareas (hbrs/guard.) | 3941 | 2715 | 3263 | 3383 | 2696 | 3332 | 800 | 1073 | 1298 | 3697 | 1726 | 150 | 1694 | 2152 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .26 | .38 | .25 | .27 | .44 | .30 | .47 | .16 | .35 | .29 | .46 | - | .20 | .32 |
| R | Barrenos mts/und. | 1657 | 1563 | 883 | 1455 | 1295 | 1535 | 846 | 1629 | 2612 | 1191 | 1423 | 2840 | 990 | 1331 |
| E | Brocas mts/und. | 488 | 435 | 372 | 653 | 238 | 416 | 229 | 525 | 550 | 705 | 808 | 631 | 320 | 441 |
| L | Perforacion mts./T.M. | .18 | .23 | .14 | .21 | .21 | .18 | .17 | .16 | .19 | .17 | .24 | - | .11 | .19 |
| . | Efic. (tm/tar) | 62.62 | 55.30 | 46.06 | 45.14 | 51.63 | 40.40 | 62.87 | 95.99 | 42.33 | 56.44 | 73.43 | - | 59.16 | 53.08 |
| | MINERAL ROTO | 24839 | 14881 | 15313 | 11986 | 14047 | 15010 | 9357 | 10014 | 4368 | 9657 | 4869 | - | 4514 | 10365 |
| D | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| E | Explosivos (Anf+Din) | 23731 | 10779 | 21886 | 12731 | 15835 | 17333 | 19824 | 9732 | 6211 | 18212 | 16088 | - | 2197 | 13712 |
| S | Barrenos | 5 | 6 | 8 | 9 | 10 | 7 | 5 | 5 | 4 | 16 | 7 | - | 3 | 7 |
| A | Brocas | 13 | 16 | 19 | 14 | 38 | 36 | 15 | 18 | 5 | 28 | 12 | - | 8 | 19 |
| R | Perforacion mts. | 16255 | 8024 | 7768 | 10460 | 11304 | 13008 | 9038 | 8200 | 3803.1 | 11281 | 6935 | - | 2792 | 8419 |
| R | Tareas (hbrs/guard.) | 438 | 351 | 412 | 445 | 408 | 554 | 265 | 559 | 159 | 440 | 344 | - | 709 | 422 |
| O | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| L | Explosivos Kg./T.M. | 1.04 | .72 | 1.43 | 1.06 | 1.13 | 1.15 | 2.12 | .97 | 1.42 | 1.89 | 3.30 | - | .49 | 1.32 |
| L | Barrenos mts/und. | 3121 | 1337 | 971 | 1162 | 1130 | 1858 | 1808 | 1640 | 951 | 705 | 991 | - | 931 | 1158 |
| O | Brocas mts/und. | 1267 | 502 | 409 | 747 | 297 | 361 | 603 | 456 | 761 | 403 | 578 | - | 349 | 443 |
| . | Perforacion mts./T.M. | .65 | .54 | .51 | .87 | .80 | .87 | .97 | .82 | .87 | 1.17 | 1.42 | - | .62 | .81 |
| . | Efic. (tm/tar) | 56.74 | 42.40 | 37.17 | 26.93 | 34.43 | 27.09 | 35.31 | 17.91 | 27.47 | 21.95 | 14.15 | - | 6.37 | 24.54 |

Continuación.....

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|-----------------------|--------|--------|--------|--------|---------|--------|---------|---------|---------|---------|--------|--------|--------|--------|
| T | MINERAL ROTO | 243461 | 165018 | 165599 | 164680 | 153246 | 149612 | 59651 | 113006 | 59314 | 218325 | 131605 | - | 104737 | 134981 |
| | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos (Anf+Din) | 82195 | 67698 | 59992 | 54531 | 77121.3 | 57176 | 43320.9 | 26012 | 25400.9 | 78877.5 | 70702 | 5702.3 | 22394 | 50550 |
| O | Barrenos | 29 | 28 | 32 | 31 | 33 | 23 | 15 | 15 | 8 | 45 | 28 | 2 | 14 | 23 |
| | Brocas | 96 | 95 | 76 | 63 | 163 | 95 | 52 | 49 | 24 | 77 | 49 | 9 | 42 | 68 |
| | Perforacion mts. | 56578 | 42416 | 28965 | 42462 | 41082 | 37567 | 17501.3 | 24485.8 | 14250.3 | 45819 | 36824 | 5680 | 13687 | 29930 |
| T | Tareas (hbrs/guard. | 3929 | 3066 | 3675 | 3828 | 3104 | 3886 | 1065 | 1632 | 1457 | 4137 | 2070 | 150 | 2403 | 2574 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .34 | .41 | .36 | .33 | .50 | .38 | .73 | .23 | .43 | .36 | .57 | - | .21 | .40 |
| A | Barrenos mts/und. | 1915 | 1515 | 905 | 1370 | 1245 | 1633 | 1167 | 1632 | 1781 | 1018 | 1315 | 2840 | 978 | 1280 |
| | Brocas mts/und. | 593 | 446 | 381 | 674 | 252 | 395 | 337 | 500 | 594 | 595 | 752 | 631 | 326 | 442 |
| | Perforacion mts./T.M. | .23 | .26 | .17 | .26 | .27 | .25 | .29 | .22 | .24 | .21 | .28 | - | .13 | .24 |
| L | Efic. (tm/tar) | 61.96 | 53.82 | 45.06 | 43.02 | 49.37 | 38.50 | 56.01 | 69.24 | 40.71 | 52.77 | 63.58 | - | 43.59 | 52.44 |

CUADRO RESUMEN DE INDICE DE CONSUMO Y ESTANDARES - MINA COBRIZA

CUADRO D TOTAL ZONAS

| MET. | CENTRO DE PRODUCCION | PROM 88 | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SET | OCT | NOV | DIC | PROM 89 |
|------|-----------------------|---------|---------|---------|---------|---------|--------|--------|--------|--------|---------|--------|--------|---------|---------|
| C | MINERAL ROTO | 124616 | 188515 | 140869 | 184067 | 196682 | 192563 | 196638 | 183359 | 120160 | 198487 | 199762 | 197351 | 183368 | 181734 |
| O | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| R | Explosivos (Anf+Din) | 36838 | 55149 | 59323 | 44362 | 68651 | 47169 | 50708 | 47352 | 37884 | 34814 | 60368 | 48891 | 40171 | 49570 |
| . | Barrenos | 16 | 14 | 20 | 18 | 20 | 17 | 27 | 20 | 24 | 22 | 21 | 23 | 22 | 21 |
| | Brocas | 49 | 56 | 55 | 58 | 53 | 60 | 72 | 60 | 40 | 63 | 67 | 64 | 48 | 58 |
| | Perforacion mts. | 21511 | 33969.4 | 32860.1 | 36217.1 | 34263.4 | 41085 | 20718 | 35964 | 21132 | 33096.7 | 32610 | 38287 | 34050.3 | 32854 |
| Y | Tareas (hbrs/guard.) | 2152 | 1976 | 2458 | 2618.5 | 2836 | 2842 | 2971 | 2879 | 1528 | 2742 | 2820 | 3099 | 2937 | 2642 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .32 | .29 | .42 | .24 | .35 | .25 | .26 | .26 | .32 | .18 | .30 | .25 | .22 | .27 |
| R | Barrenos mts/und. | 1331 | 2426 | 1643 | 2012 | 1713 | 2417 | 767 | 1798 | 881 | 1504 | 1553 | 1665 | 1548 | 1590 |
| E | Brocas mts/und. | 441 | 607 | 597 | 624 | 646 | 685 | 288 | 599 | 528 | 525 | 487 | 598 | 695 | 566 |
| L | Perforacion mts./T.M. | .19 | .18 | .23 | .20 | .17 | .21 | .11 | .20 | .18 | .17 | .16 | .19 | .19 | .18 |
| . | Efic. (tm/tar) | 53.08 | 95.40 | 57.31 | 70.29 | 69.35 | 67.40 | 66.19 | 63.69 | 78.64 | 72.38 | 70.84 | 63.68 | 62.43 | 68.78 |
| | MINERAL ROTO | 10365 | 15910 | 15063 | 16505 | 10097 | 12484 | 9561 | 15247 | 12029 | 25899 | 18974 | 22862 | 3962 | 14883 |
| D | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| E | Explosivos (Anf+Din) | 13712 | 13476 | 8414 | 47568 | 36260 | 17367 | 16333 | 19997 | 5565 | 15706 | 38765 | 20834 | 10435 | 20893 |
| S | Barrenos | 7 | 9 | 5 | 5 | 8 | 7 | 4 | 7 | 6 | 6 | 8 | 5 | 8 | 7 |
| A | Brocas | 19 | 23 | 13 | 11 | 21 | 14 | 13 | 17 | 10 | 12 | 23 | 15 | 15 | 16 |
| R | Perforacion mts. | 8419 | 9828.6 | 7531.9 | 8360.9 | 14893.2 | 6653 | 5767 | 14362 | 4659 | 14299.8 | 15794 | 9158 | 10021.3 | 10111 |
| R | Tareas (hbrs/guard.) | 422 | 374 | 704 | 842 | 604 | 475 | 442 | 563 | 392 | 994 | 988 | 607 | 681 | 639 |
| O | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| L | Explosivos Kg./T.M. | 1.32 | .85 | .56 | 2.88 | 3.59 | 1.39 | 1.71 | 1.31 | .46 | .61 | 2.04 | .91 | 2.63 | 1.40 |
| L | Barrenos mts/und. | 1158 | 1092 | 1506 | 1672 | 1862 | 950 | 1442 | 2052 | 777 | 2383 | 1974 | 1832 | 1253 | 1555 |
| O | Brocas mts/und. | 443 | 427 | 579 | 760 | 709 | 475 | 444 | 845 | 466 | 1192 | 687 | 611 | 668 | 649 |
| | Perforacion mts./T.M. | .81 | .62 | .50 | .51 | 1.48 | .53 | .60 | .94 | .39 | .55 | .83 | .40 | 2.53 | .68 |
| | Efic. (tm/tar) | 24.54 | 42.54 | 21.40 | 19.60 | 16.72 | 26.20 | 21.63 | 27.08 | 30.69 | 26.06 | 19.20 | 37.66 | 5.82 | 23.30 |

Continuación

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|-----------------------|--------|---------|---------|---------|---------|--------|--------|--------|--------|---------|--------|--------|---------|--------|
| T | MINERAL ROTO | 134981 | 204425 | 155932 | 200572 | 206779 | 204047 | 206199 | 198606 | 132189 | 224376 | 218736 | 220213 | 187330 | 196617 |
| | CONSUMOS | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos (Anf+Din) | 50550 | 68624.8 | 67736.9 | 91929.9 | 104911 | 64536 | 67041 | 67349 | 43449 | 50520 | 99133 | 69725 | 50606 | 70463 |
| O | Barrenos | 23 | 23 | 25 | 23 | 28 | 24 | 31 | 27 | 30 | 28 | 29 | 28 | 30 | 28 |
| | Brocas | 68 | 79 | 68 | 69 | 74 | 74 | 85 | 77 | 50 | 75 | 90 | 79 | 64 | 74 |
| | Perforacion mts. | 29930 | 43796 | 40392 | 44578 | 49156.6 | 47738 | 26485 | 50326 | 25791 | 47396.5 | 48404 | 47445 | 44071.6 | 42965 |
| T | Tareas (hbrs/guard. | 2574 | 2350 | 3162 | 3060.5 | 3440 | 3317 | 3413 | 3442 | 1920 | 3736 | 3808 | 3706 | 3618 | 3281 |
| | INDICES | | | | | | | | | | | | | | |
| | Explosivos Kg./T.M. | .40 | .34 | .43 | .46 | .51 | .32 | .33 | .34 | .33 | .23 | .45 | .32 | .27 | .36 |
| A | Barrenos mts/und. | 1280 | 1904 | 1616 | 1938 | 1756 | 1989 | 854 | 1864 | 860 | 1693 | 1669 | 1694 | 1469 | 1582 |
| | Brocas mts/und. | 442 | 554 | 594 | 646 | 664 | 645 | 312 | 654 | 516 | 632 | 538 | 601 | 689 | 583 |
| | Perforacion mts./T.M. | .24 | .21 | .26 | .22 | .24 | .23 | .13 | .25 | .20 | .21 | .22 | .22 | .24 | .22 |
| L | Efic. (tm/tar) | 52.44 | 86.99 | 49.31 | 57.96 | 60.11 | 61.52 | 60.42 | 57.70 | 68.85 | 60.06 | 57.44 | 59.42 | 51.78 | 59.93 |

CALCULO DE STANDARES AÑO 1,990

J.- EXPLORACION - DESARROLLO - FRONTONES Y CRUCERO MAYOR

1) LABOR

1.1) MANTO.- Frente de 6m. x 4m. Avance promedio de 2.5 metros.

| PERSONAL | CANTIDAD | HORAS | TAREAS |
|----------------------------|----------|-------|--------|
| OPERADOR JUMBO HIDRAULICO | 1 | 6 | 0.75 |
| AYUDANTE JUMBO HIDRAULICO | 1 | 6 | 0.75 |
| CARGADORES DE ANFO | 3 | 2.5 | 0.94 |
| OPERADOR PAYLOADER | 1 | 2.5 | 0.94 |
| OPERADOR TELETRAN | 1 | 4 | 0.50 |
| OPERADOR DE SCOOPTRAM ST-8 | 1 | 5 | 0.63 |
| REGADOR | 1 | 5 | 0.63 |
| TOTAL | 9 | - | 4.5 |

$$\text{STANDARD} = \frac{4.5 \text{ Tareas}}{2.5 \text{ Metros}} = 1.8 \text{ Tareas/Mt.}$$

1.2) PIZARRA.- Frente de 6 m. x 4 m. Avance 2.5 mts, con voladura controlada.

| PERSONAL | CANTIDAD | HORAS | TAREAS |
|----------------------------|----------|-------|--------|
| OPERADOR JUMBO HIDRAULICO | 1 | 4 | 0.50 |
| AYUDANTE JUMBO HIDRAULICO | 1 | 4 | 0.50 |
| CARGADORES DE ANFO | 3 | 2.5 | 0.94 |
| OPERADOR PAYLOADER | 1 | 2.5 | 0.31 |
| OPERADOR DE SCOOPTRAM ST-8 | 1 | 4 | 0.50 |
| REGADOR | 1 | 4 | 0.50 |
| TOTAL | 8 | - | 3.25 |

$$\text{STANDARD} = \frac{3.25 \text{ Tareas}}{2.5 \text{ Metros}} = 1.8 \text{ Tareas/Mt.}$$

2) EXPLOSIVOS

| DATOS | MANTO | PIZARRA |
|---------------------|--------|---------|
| Número de taladros | 52 | 35 |
| Número de cartuchos | 53 | 80 |
| Kilos dinamita | 7.5194 | 11.35 |
| Guias nacional | 53 | 30 |
| Metros de guías | 193.85 | 109.73 |
| Fulminantes (EA) | 53 | 30 |
| Conectores (EA) | 53 | 30 |
| Igniter Cord (ML) | 30.48 | 24.38 |
| Anfo (KG) | 273.12 | 64.01 |
| Avance (Mts) | 2.5 | 2.5 |

STANDARES

| | | MANTO | PIZARRA |
|--------------|---------|--------|---------|
| GUJA | (ML/Mt) | 77.54 | 43.89 |
| DINAMITA | (KG/Mt) | 3.01 | 4.54 |
| IGNITER CORD | (ML/Mt) | 12.19 | 9.75 |
| FULMINANTE | (EA/Mt) | 21.20 | 12.00 |
| CONECTORES | (EA/Mt) | 21.20 | 12.00 |
| ANFO | (KG/Mt) | 109.25 | 25.61 |

Se considero :

| | | | | |
|-------------------------|------------------|---|----------|------|
| 01 EA Guia nacional | 12 pies | = | 3.658 | Mts. |
| 01 EA Cartucho dinamita | 77.7 Kg/160 car | = | 0.141875 | Kgs. |
| ML Igniter Cord | 100 pies (manto) | = | 30.48 | Mts. |
| | 80 pies (pz) | = | 24.38 | Mts. |

Nº Taladros cargados en Manto

$$52 \text{ tal} - 4 \text{ tal vacios corte} + 5 \text{ tal piso} + = 53 \text{ Tal.}$$

Nº Taladros cargados de Pizarra

$$15 \text{ tal} + 10 \text{ tal periferia} = 35 \text{ Tal.}$$

10 taladros en la periferia cargados con 6 cartuchos c/u

15 taladros cargados con anfo solo el 75% de la columna

$$\text{Densidad del anfo} = 0.85 \times 10^3 \text{ Kg/m}^3$$

$$\text{Longitud de perforación} = 3.3 \text{ Mts.}$$

Volumen de taladro :

$$V = 3.1416 \times \text{radio}^2 \times \text{longitud}$$

$$V = 3.1416 \times (0.254)^2 \times 3.3 \text{ mts} = 6.69 \times 10^{-3} \text{ m}^3$$

Peso de una columna de anfo

$$W = 6.69 \times 10^{-3} \times 0.85 \times 10^3$$

$$W = 5.69 \text{ Kg Anfo/Tal.}$$

3) MATERIALES DE PERFORACION

Tenemos el total de metros perforados y el consumo de materiales de perforación :

| ZONAS | I | II | III | TOTAL |
|-------------------------|-----------|-----------|-----------|-----------|
| METROS PERFORADOS TOTAL | 13,310.59 | 15,550.78 | 18,389.87 | 47,251.24 |
| BROCAS | 22.00 | 24.00 | 33.00 | 79.00 |
| BARRENOS | 8.00 | 8.00 | 12.00 | 28.00 |
| COPLAS | 9.00 | 6.00 | 12.00 | 27.00 |

3.1) Brocas.- La vida util promedio es de 598 metros :

| ZONAS | I | II | III | TOTAL |
|----------------------------|----------|----------|----------|----------|
| PROMEDIO METROS PERFORADOS | 4,430.70 | 3,894.37 | 1,538.21 | 9,863.28 |
| AVANCES PROMEDIO MENSUAL | 69.40 | 84.97 | 19.27 | 173.64 |
| CANTIDAD DE BROCAS | 7.00 | 7.00 | 3.00 | 17.00 |
| STANDART BROCAS (EA/Mt) | 0.1009 | 0.0824 | 0.1557 | |

3.2) Barrenos.- La vida útil promedio es de 1,688 metros :

| ZONAS | I | II | III | TOTAL |
|----------------------------|----------|----------|----------|----------|
| PROMEDIO METROS PERFORADOS | 4,430.70 | 3,894.37 | 1,538.21 | 9,863.28 |
| AVANCES PROMEDIO MENSUAL | 69.40 | 84.97 | 19.27 | 173.64 |
| CANTIDAD DE BARRENOS | 3.00 | 2.00 | 1.00 | 6.00 |
| STANDART BARRENOS (EA/Mt) | 0.0430 | 0.0240 | 0.0520 | |

3.3) Coplas.- La vida útil promedio es de 1,750 metros :

| ZONAS | J | II | III | TOTAL |
|----------------------------|----------|----------|----------|----------|
| PROMEDIO METROS PERFORADOS | 4,430.70 | 3,894.37 | 1,538.21 | 9,863.28 |
| AVANCES PROMEDJO MENSUAL | 69.40 | 84.97 | 19.27 | 173.64 |
| CANTIDAD DE COPLAS | 3.00 | 2.00 | 1.00 | 6.00 |
| STANDART COPLAS (EA/Mt) | 0.0430 | 0.0240 | 0.0520 | |

3.4) Resumiendo los standares :

| ZONAS | J | II | III |
|---------------------------|--------|--------|--------|
| STANDART BROCAS (EA/Mt) | 0.1019 | 0.0824 | 1.1557 |
| STANDART BARRENOS (EA/Mt) | 0.0430 | 0.0240 | 0.0520 |
| STANDART COPLAS (EA/Mt) | 0.0430 | 0.0240 | 0.0520 |

4) ALQUILER DE EQUIPO

4.1) MANTO.- Obtenemos los avances promedios mensuales, horas de jumbos hidráulicos en desarrollos :

| JUMBO HIDRAULICO | J | II | III | TOTAL |
|---|--------|--------|--------|--------|
| HORAS TRABAJO EN DESARROLLO | 124.43 | 108.36 | 42.57 | 275.36 |
| AVANCE PROMEDJO MENSUAL (MTS) | 69.40 | 84.97 | 19.27 | 173.64 |
| STANDART JUMBO HJD (HR-MAQ/Mt) | 1.7929 | 1.2753 | 2.2091 | |
| FUERZA ELECTRICA (KW-HR/Mt) ESTADISTICA -) 123.4 KW/JH | 221.24 | 157.37 | 272.60 | |
| FUERZA ELECTRICA (KW-HR/Mt) TEORICO -) 100.0 KW/JH | 179.29 | 127.53 | 220.91 | |

$$\text{Standard ST-8} = \frac{5.0 \text{ Hrs.}}{2.5 \text{ Mts.}} = 2.0 \text{ Hr-maq/Mt}$$

$$\text{Standard P/L} = \frac{2.5 \text{ Hrs.}}{2.5 \text{ Mts.}} = 1.0 \text{ Hr-maq/Mt}$$

$$\text{Standard T/T} = \frac{4.0 \text{ Hrs.}}{2.5 \text{ Mts.}} = 1.6 \text{ Hr-maq/Mt}$$

$$\text{Standard C/A} = \frac{2.5 \text{ Hrs.}}{2.5 \text{ Mts.}} = 1.0 \text{ Hr-maq/Mt}$$

4.2) PIZARRA

$$\text{Standard J/H} = \frac{3.0 \text{ Hrs.}}{2.5 \text{ Mts.}} = 1.2 \text{ Hr-maq/Mt}$$

$$\text{Standard ST-8} = \frac{3.5 \text{ Hrs.}}{2.5 \text{ Mts.}} = 1.4 \text{ Hr-maq/Mt}$$

$$\text{Standard P/L} = \frac{1.0 \text{ Hrs.}}{2.5 \text{ Mts.}} = 0.4 \text{ Hr-maq/Mt}$$

$$\text{Standard C/A} = \frac{1.5 \text{ Hrs.}}{2.5 \text{ Mts.}} = 0.6 \text{ Hr-maq/Mt}$$

II.- EXTRACCION CORTE Y RELLENO PERFORACION

1) LABOR

1.1) ZONA ALTA.- Malla 2 mts. x 2 mts.

TAREAS

| PERSONAL | CANTIDAD | HORAS | TAREAS |
|---------------------------|----------|-------|--------|
| OPERADOR JUMBO HIDRAULICO | 1 | 8 | 1 |
| AYUDANTE JUMBO HIDRAULICO | 1 | 8 | 1 |
| OPERADOR SCALER | 1 | 8 | 1 |
| OTROS | 0.5 | 4 | 0.5 |
| TOTAL | 1 | | 3.5 |

Tonelaje :

$$\text{TMS/Tal teórico} = 2 \text{ m} \times 2 \text{ m} \times 2.5 \times 3.62 \text{ tms/m}^3$$

$$= 36.20 \text{ Tms/Tal}$$

$$\text{TMS/Tal estadis,} = 17.55 \text{ Tms/Tal}$$

| ZONAS | TMS. MENSUAL | TAL. MENSUAL | TMS/TAL | HRS. J/H | TAL/HR |
|----------|--------------|--------------|---------|----------|--------|
| I | 53,674.86 | 2,690.88 | 19.95 | 240.70 | 11.18 |
| JJ | 53,484.14 | 5,532.24 | 15.14 | 315.33 | 11.20 |
| III | 74,186.57 | 5,106.56 | 14.53 | 396.02 | 12.89 |
| PROMEDJO | | | | | |
| ZONA | 60,448.44 | 3,776.56 | 16.54 | 317.35 | 11.76 |

Eficiencia :

Promedio Disponibilidad Mecánica = 67%
 Flota de Equipo = 6
 Unidades Disponibles = 4.02 jumbos hid.
 Horas Totales J/H/Mes = 951.02
 Horas J/H/Mes = 236.67
 Horas J/H/Guardia = 3.95

| | ZONA I | ZONA II |
|------------------|--------|---------|
| Taladros/Guardia | 44.16 | 44.24 |
| TMS/Guardia | 880.99 | 669.79 |

$$\text{Standard Labor Zona I} = \frac{3.5 \text{ Tareas}}{880.99 \text{ Tms.}} = 0.00397 \text{ Tareas/Tms.}$$

$$\text{Standard Labor Zona II} = \frac{3.5 \text{ Tareas}}{669.79 \text{ Tms.}} = 0.00523 \text{ Tareas/Tms.}$$

1.2) ZONA BAJA.- Malla 1.5 mts. x 1.5 mts.

TAREAS

| PERSONAL | CANTIDAD | HORAS | TAREAS |
|---------------------------|----------|-------|--------|
| OPERADOR HIDRAULICO | 1 | 8 | 1 |
| AYUDANTE JUMBO HIDRAULICO | 1 | 8 | 1 |
| OPERADOR SCALER | 1 | 8 | 1 |
| OTROS | 0.5 | 4 | 0.5 |

Tonelaje :

TMS/Tal teórico = 1.5 m x 1.5 m x 2.5 m x 3.62 tms/m³
 = 20.36 Tms/Tal
 TMS/Tal estadis. = 14.53 Tms/Tal

Eficiencia :

Promedio Disponibilidad Mecánica = 67%
 Flota de Equipo = 6
 Unidades Disponibles = 4.02 jumbos hid.
 Horas Totales J/H/Mes = 951.02
 Horas J/H/Mes = 236.67
 Horas J/H/Guardia = 3.95

| ZONA III | |
|------------------|--------|
| Taladros/Guardia | 50.96 |
| TMS/Guardia | 740.45 |

Standart Labor Zona III = $\frac{3.5 \text{ Tareas}}{740.45 \text{ Tms.}} = 0.00473 \text{ Tareas/Tms}$

2) MATERIALES DE PERFORACION

| ZONAS | I | II | III | TOTAL |
|---------------------------|-----------|-----------|-----------|------------|
| BROCAS | 15.00 | 17.00 | 30.00 | 62.00 |
| BARRENOS | 5.00 | 6.00 | 11.00 | 22.00 |
| COPLAS | 6.00 | 4.00 | 11.00 | 21.00 |
| PROM. PROD. MENS. (T.M.S) | 53,674.86 | 53,484.14 | 74,186.57 | 181,345.57 |

| ZONAS | I | II | III |
|----------------------------|---------|---------|---------|
| STANDARD BROCAS (EA/TMS) | 0.00028 | 0.00032 | 0.00040 |
| STANDARD BARRENOS (EA/TMS) | 0.00009 | 0.00011 | 0.00015 |
| STANDARD COPLAS (EA/TMS) | 0.00011 | 0.00007 | 0.00015 |

3) ALQUILER DE EQUIPO

Tenemos :

Tonelaje de Tajeos Total Mina/Mes = 181,345.57

Horas total J/H/Mes = 951.42

Horas Total S/C/Mes = 717.42

Horas Total C/A/Mes = 665.64

$$\text{Standard J/H} = \frac{951.42 \text{ Hrs.}}{181,345.57 \text{ Tms.}} = 0.00525 \text{ Hr-maq/Tms}$$

$$\text{Standard S/C} = \frac{717.42 \text{ Hrs.}}{181,345.57 \text{ Tms.}} = 0.00396 \text{ Hr-maq/Tms}$$

$$\text{Standard C/A} = \frac{665.64 \text{ Hrs.}}{181,345.57 \text{ Tms.}} = 0.00367 \text{ Hr-maq/Tms}$$

$$\begin{aligned} \text{Fuerza Eléctrica Estadis.} &= 0.00525 \text{ Hr-J/H/Tms} \times 123.4 \text{ KW} \\ &= 0.6474 \text{ KW-Hr/Tms.} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Fuerza Eléctrica Teorico} &= 0.00525 \text{ Hr-J/H/Tms} \times 100.0 \text{ KW} \\ &= 0.5250 \text{ KW-Hr/Tms.} \end{aligned}$$

JJ.- EXTRACCION CORTE Y RELLENO DISPARO

1) LABOR

| ZON. | MALLA PERFOR. | CARG. DE TAL/GUARD | DE TAREAS | TMS/TAL TEORICO | TMS.GDA TEORICO | TMS/TAL EST. | TMS/TAL EST. |
|------|-----------------|--------------------|-----------|-----------------|-----------------|--------------|--------------|
| J | 2 mts x 2 mts | 150.00 | 4.00 | 36.20 | 5430.00 | 19.95 | 2992.50 |
| JJ | 2 mts x 2 mts | 150.00 | 4.00 | 36.20 | 5430.00 | 15.14 | 2771.00 |
| JJJ | 1.5mts x 1.5mts | 200.00 | 4.00 | 20.40 | 4080.00 | 14.53 | 2906.00 |

| ZONAS | STANDARD TEORICO TAREAS/TMS | STANDARD ESTADIST. TAREAS/TMS |
|-------|-----------------------------|-------------------------------|
| J | 0.00074 | 0.00134 |
| JJ | 0.00074 | 0.00176 |
| JJJ | 0.00098 | 0.00138 |

2) EXPLOSIVOS

De los cuadros estadísticos, de consumo de explosivos :

2.1) STANDARES ESTADISTICOS

$$\text{Standard ANFO} = \frac{49,687.43 \text{ Kgs.}}{181,345.57 \text{ Tms.}} = 0.27400 \text{ Kg/Tms}$$

$$\text{Standard DINAMITA} = \frac{2,561.72 \text{ Kgs.}}{181,345.57 \text{ Tms.}} = 0.14130 \text{ Kg/Tms}$$

$$\text{Standard FANEL} = \frac{8,299.43 \text{ EA}}{181,345.57 \text{ Tms.}} = 0.04577 \text{ EA/Tms}$$

$$\text{Standard PENTACORD} = \frac{67,306.42 \text{ ML}}{181,345.57 \text{ Tms.}} = 0.37115 \text{ ML/Tms}$$

$$\text{Standard GUIA} = \frac{108.00 \text{ ML}}{181,345.57 \text{ Tms.}} = 0.00060 \text{ ML/Tms}$$

$$\text{Standard FULMIGNANTE} = \frac{30.00 \text{ EA}}{181,345.57 \text{ Tms.}} = 0.00017 \text{ EA/Tms}$$

$$\text{Standard CONECTOR} = \frac{30.00 \text{ EA}}{181,345.57 \text{ Tms.}} = 0.00017 \text{ EA/Tms}$$

2.2) STANDARES ANALITICO

ZONA ALTA (ZONA I Y II)

- Ancho promedio de tajeos 11.50 mts.
- Taladros por tajeos:
 - 200 mts./2 mts//fila = 100 filas
 - 11.50 mts/2 mts/fila = 6 tal/fila
 - salida del disparo 2 filas = 11 tal/fila
 - Total Tal = 99 x 6 + 2 x 11 taladros = 616 taladros

- Cantidad de Anfo por por tajeo
Wanfo = 616 tal x 5.69 Kg/tal = 3,505 Kgs
- Tonelaje por tajeo
Ttajeo = 200 m x 11.50 m x 2.5 m x 3.62 = 20,815 Tms.
- Cantidad de fanel = 616 EA
- Cantidad de pentacord
Lpentacord = 600 mts + 185 mts = 785 ML
3 líneas troncales 3 x 200 mts = 600
10 amarres en V 10 x 28.47 = 185
Cantidad de guías 3 EA x 3.6 ML = 10.8 ML
- Cantidad de conector = 3 EA
Cantidad de fulminante = 3 EA
Cantidad de dinamita 616 und x 0.141875 = 87.395 Kg

STANDARES

$$\text{Standard ANFO} = \frac{3,505.00 \text{ Kgs.}}{20,815.00 \text{ Tms.}} = 0.16834 \text{ Kg/Tms}$$

$$\text{Standard DINAMITA} = \frac{87.40 \text{ Kgs.}}{20,815.00 \text{ Tms.}} = 0.00420 \text{ Kg/Tms}$$

$$\text{Standard FANEL} = \frac{616.00 \text{ EA}}{20,815.00 \text{ Tms.}} = 0.29607 \text{ EA/Tms}$$

$$\text{Standard PENTACORD} = \frac{785.00 \text{ ML}}{20,815.00 \text{ Tms.}} = 0.37705 \text{ ML/Tms}$$

$$\text{Standard GUIJA} = \frac{10.80 \text{ ML}}{20,815.00 \text{ Tms.}} = 0.00052 \text{ ML/Tms}$$

$$\text{Standard FULMINANTE} = \frac{3.00 \text{ EA}}{20,815.00 \text{ Tms.}} = 0.00014 \text{ EA/Tms}$$

$$\text{Standard CONECTOR} = \frac{3.00 \text{ EA}}{20,815.00 \text{ Tms.}} = 0.00014 \text{ EA/Tms}$$

ZONA BAJA (ZONA JJI)

- Ancho promedio de tajeos = 14.00 mts.

Taladros por tajeos:

200 mts./1.5 mts//fila = 133 filas

11.50 mts/1.5 mts/fila = 9 tal/fila

salida del disparo 2 filas = 17 tal/fila

Total Taladros por tajeo = 616 taladros

= 132 x 9 + 2 x 17 taladros = 1222 taladros

Cantidad de Anfo por por tajeo

Wanfo = 1222 tal x 5.69 Kg/tal = 6,953.2 Kgs.

Tonelaje por tajeo

Ttajeo = 200 m x 14.00 m x 2.5 m x 3.69 = 25,340 Tms.

Cantidad de fanel = 1222 EA

- Cantidad de pentacord

Lpentacord = 1000 mts + 360 mts = 1360 ML

5 líneas troncales 5 x 200 mts = 1000

12 amarres en V 12 x 20 mts = 360

$$\text{Standard CONECTOR} = \frac{3.00 \text{ EA}}{25,340.00 \text{ Tms.}} = 0.00012 \text{ EA/Tms}$$

3) ALQUILER DE EQUIPO

Del cuadro ST05 tenemos :

$$\text{Tonelaje de Tajeos Total Mina/Mes} = 181,345.57$$

$$\text{Horas Total C/A /Mes} = 665.64$$

$$\text{Standard C/A} = \frac{665.64 \text{ Hrs}}{181,345.57 \text{ Tms.}} = 0.00367 \text{ Hr-maq/Tms}$$

$$\text{Standard P/L} = \frac{665.64 \times 0.50 \text{ Hrs}}{181,345.57 \text{ Tms.}} = 0.00184 \text{ Hr-maq/Tms}$$

II.- EXTRACCION CORTE Y RELLENO LIMPIEZA

1) LABOR

| PERSONAL | CANTIDAD | HORAS | TAREAS |
|--------------------------|----------|-------|--------|
| OPERADOR SCOOPTRAM ST-13 | 4 | 32 | 4 |
| REGALADORES | 2 | 16 | 2 |
| OPERADOR TRACTOR RUEDAS | 1.4 | 4 | 0.5 |
| TOTAL | 7 | - | 6.5 |

Del cuadro anterior :

Promedio mensual producción tajeos : 181,345.57

Promedio mensual zona : 60,448.52
Promedio día zona : 2,014.95

$$\text{STANDARD.} = \frac{6.5 \text{ Tareas}}{2,014.95 \text{ Tms.}} = 0.00323 \text{ Tareas/Tms}$$

2) ALQUILER DE EQUIPO

Del cuadro ST081 tenemos :

Covertiremos hrs-ST-8 a hrs-ST-13 :

$$fc = \frac{8 \text{ yd}}{13 \text{ yd}} \times 0.80 = 0.492$$

Horas de ST-13

- Zona J = 667.43 + 115.86 x 0.492 = 724.43
- Zona JJ = 558.00 + 113.36 x 0.492 = 613.77
- zona JJJ = 719.14 + 53.14 x 0.492 = 745.28

- Promedio por zona = 694.49

Eficiencia Horaria :

$$\text{Zona J} = \frac{53,674.86 \text{ Tms}}{724.43 \text{ Hr}} = 74.1 \text{ Tms/Hr}$$

$$\text{Zona JJ} = \frac{53,484.14 \text{ Tms}}{613.77 \text{ Hr}} = 87.1 \text{ Tms/Hr}$$

$$\text{Zona III} = \frac{74,186.57 \text{ Tms}}{745.28 \text{ Hr}} = 99.5 \text{ Tms/Hr}$$

$$\text{STANDARD ST-13} = \frac{1 \text{ Hr-maq}}{86.5 \text{ Tms/Hr}} = 0.0115 \text{ Hr-maq/Tms}$$

$$\text{STANDARD ST-8} = \frac{1 \text{ Hr-maq}}{46.06 \text{ Tms/Hr}} = 0.0244 \text{ Hr-maq/Tms}$$

$$\text{STANDARD ST-13} = \frac{1 \text{ Hr-maq}}{86.5 \text{ Tms/Hr}} = 0.0115 \text{ Hr-maq/Tms}$$

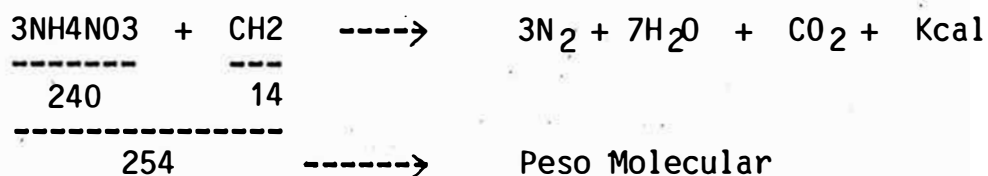
$$\text{STANDARD ST-8} = \frac{1 \text{ Hr-maq}}{41.06 \text{ Tms/Hr}} = 0.0244 \text{ Hr-maq/Tms}$$

CONSUMO DE ENERGIA (KWH) POR JUMBO

| | | |
|--------------------------------------|---|------------|
| Horas de perforación de Jumbos | : | 1,226.78 |
| Promedio Mensual KWH en perforación | : | 151,400.00 |
| Potencia Promedio por Jumbo estadis. | : | 123.40 KW |
| Potencia Promedio por Jumbo teórico | : | 100.00 KW |

PRECIO DEL KILOGRAMO DE ANFO

1.- Fórmula



$$\text{Peso NA} = 240/254 = 0.94488189$$

$$\text{Peso FO} = 14/254 = 0.05511810$$

$$\% \text{NA} = 94.488189$$

$$\% \text{FO} = 5.51181$$

2.- Relacionando los pesos moleculares con una bolsa de Nitrato de Amonio.

$$240 \text{ gr. NA} \quad \text{-----} \quad 14 \text{ gr. FO}$$

$$45,359.24 \text{ gr NA} \quad \text{-----} \quad x$$

$$x = 2,645.956 \text{ gr. FO} = 2.645956 \text{ Kg. FO}$$

$$\text{Densidad de petróleo N° 2} = 0.8566 \text{ gr/cc}$$

$$\text{Galones FO} = \frac{(2.645956 \text{ Kg FO} \times 2.6417 \times 10^{-4} \text{ gln/cc})}{0.8566 \times 10^{-3} \text{ Kg/cc}}$$

$$\text{Galones FO} = 0.816$$

3.- Precios a Agosto 1,989

$$1 \text{ Kg Nitrato de amonio} = \text{I/. } 2,593.36 = 0.71 \$$$

$$1 \text{ Gln. Petróleo N° 2} = \text{I/. } 2,196.50 = 0.60 \$$$

4.- Labor

Dos trabajadores realizan por guardia la preparación de 50 bolsas de Anfo.

Standard Labor = 2 Tareas

50 x 45.35924 Kg.

Standard Labor = 0.000882 Tareas/Kg

5.- Costos

Costo Nitrato de Amonio (1 bolsa) = 45.35924 Kg x I/. 2,593.36

Costo NA = I/. 117,632.874 = 32.2 \$

Costo Petróleo Nº 2 = 0.816 gln. x I/. 2,196.50

Costo Fo = I/. 1,792.34 = 0.49 \$

Costo Labor = 0.000882 Tareas x 45.35924 Kg x I/. 40,915 Tareas

Costo Labor = I/. 1,636.88 = 0.44 \$

Costo Total Bolsa Anfo = I/. 121,062.02 = 33.16 \$

Costo Kg. Anfo = I/. 2,668.96 = 0.73 \$

COSTOS UNITARIOS

ZONA I

FUENTE: Rafas 13,14
PROD. Cartas Mensuales

| AÑO | | Costo | Total | Costo | Costo | Expl. Costo | Extrac. | Relleno | Convencional | Cost. Genera. | Costo | Total | Elemento | | | | |
|------|--------------------|---------------|---------------|--------|-------------------|-------------|-------------------------------|-----------|--------------|---------------|-------|-------|----------|--------|----------------|--------|-------|
| | | Mina Sub. I/. | Prod. Mina TM | I/TM | Desarr. Prep. I/. | Prep. I/TM | Cort. y R ell. Mecanizado I/. | I/TM | I/. | M I/M | I/. | I/TM | I/. | I/TM | Costo Lab. I/. | I/TM | |
| 1986 | PROMEDIO | 30041 | 242911 | 77.8 | 464.8 | 5.96 | 1471 | 17.9 | 925.90 | 20261.9 | 42.70 | 290.3 | 3.94 | 3059.5 | 39.08 | 356.42 | 4.36 |
| | DESVIACION STAND | 47139 | 77327 | 41.6 | 200.9 | 3.68 | 481.2 | 5.85 | 231.7 | 6048.1 | 13.79 | 63.14 | 2.33 | 763.8 | 16.28 | 114.40 | 1.70 |
| | PROMEDIO | 29750.5 | 233337 | 132.0 | 1350.6 | 16.54 | 2303.2 | 27.96 | | | | 540.5 | 6.48 | 4302.6 | 52.4 | 361.0 | 4.92 |
| 1987 | DESVIACION STAND | 6993 | 22551 | 106.0 | 742 | 9.31 | 849.3 | 10.11 (*) | | | | 180.4 | 1.98 | 1536.9 | 19.11 | 128.3 | 1.68 |
| | PROMEDIO | 44250 | 157665 | 221.1 | 2620.4 | 53.52 | 2774.8 | 55.95 | | | | 679.0 | 14.33 | 7003.1 | 145.76 | 760.6 | 15.79 |
| 1988 | DESVIACION STAND | 7896.5 | 12025 | 107.8 | 314.6 | 10.09 | 319.59 | 6.90 (*) | | | | 133.0 | 4.21 | 1051.6 | 18.92 | 113.9 | 1.43 |
| | PROMEDIO GENERAL | 33013.8 | 211904 | 134.98 | 14786 | 25.34 | 940.2 | 33.93 | | | | 503.3 | 8.25 | 4788.4 | 79.08 | 492.67 | 8.35 |
| | DESVIACION STANDAR | 10083.9 | 47133.2 | 75.93 | 1083.98 | 24.97 | 1588.8 | 19.72 | | | | 197.0 | 5.41 | 2016.2 | 58.12 | 232.04 | 6.44 |

(*) Relleno convencional = los años 1987 y 1988 están incluidos en zona II

COSTOS UNITARIOS R/C ZONAS I, II

CUADRO "A"

| AÑO | | TOTAL | | |
|------|------------------|---------|---------|--------|
| | | M | I/. | I/M |
| | PROMEDIO | 24607.4 | 2635.7 | 113.38 |
| 1987 | DESV. STANDAR | 10603.2 | 1234.9 | 40.52 |
| | PROMEDIO | 25097.7 | 3307.2 | 133.23 |
| 1988 | DESV. STANDAR | 6575.96 | 574.91 | 32.03 |
| | PROMEDIO GENERAL | 25097.7 | 2971.45 | 123.30 |
| | DESV. STANDAR | 693.98 | 474.82 | 14.03 |

(.) Relleno convencional

Nota : Costo en Miles de Intis

COSTOS UNITARIOS

FUENTE : RAFAS 13,14

ZONA II

| AÑO | | COSTO DE EXP. Y DESARROLLO | | EXTRACCION CORTE Y RELLENA MECANIZ. | | COSTO GENERAL | | PRODUC. | COSTO TOTAL | | ELE. COSTO LABOR | |
|------|---------------|----------------------------|-------|-------------------------------------|-------|---------------|-------|---------|-------------|-------|------------------|-------|
| | | I/. | I/. | I/. | I/. | I/. | I/TM | TM | I/. | I/TM | I | I/TM |
| 1986 | PROMEDIO | 1035.86 | 14.23 | 1562.7 | 19.71 | 390.86 | 5.26 | 81272.2 | 3005.7 | 39.15 | 265.0 | 3.46 |
| | DESV. STANDAR | 497.81 | 5.58 | 617.9 | 5.07 | 130.17 | 1.55 | 25933.9 | 935.3 | 6.36 | 84.87 | 0.91 |
| 1987 | PROMEDIO | 1277.9 | 19.06 | 1833.3 | 28.76 | 762.82 | 11.61 | 66144 | 5460.1 | 81.62 | 622.2 | 9.51 |
| | DESV. STANDAR | 530.99 | 6.70 | 778.9 | 11.82 | 323.09 | 4.67 | 8278.20 | 2442 | 33.49 | 72.07 | 1.43 |
| 1988 | PROMEDIO | 1002.1 | 26.82 | 2997 | 67.4 | 761.2 | 17.32 | 44381.8 | 2797 | 164.6 | 983.54 | 22.26 |
| | DESV. STANDAR | 1011.7 | 18.78 | 477.2 | 8.8 | 190.06 | 4.87 | 2286.16 | 881.86 | 19.53 | 117.01 | 3.39 |
| | PROM. GENERAL | 1005.3 | 20.03 | 2147.7 | 38.62 | 638.30 | 11.40 | 63932.7 | 5254.27 | 95.12 | 623.57 | 11.74 |
| | DESV. STANDAR | 150.4 | 6.35 | 752.8 | 35.32 | 214.28 | 6.03 | 18544.3 | 2153.04 | 63.80 | 359.25 | 9.59 |

NOTA : - El relleno convencional en zona II - de los años 1987, 1988; están incluidos (al año) 1987, 1988 de zona I.

- Los costos están dados en Miles de Intis

COSTOS UNITARIOS ZONA III

FUENTE :. Carta Mensual
RAFAS : 13,14

| AÑO | | Costo Explor. Desarrollo | | Extrac. Relleno | | Corte y Mecaniz | | Costo General | | Produc. | Relleno HidraL. | | Izaje y Winchas | | Tracción | | Costo Total | | Elemento de Costo Labor | |
|------|--------------------|--------------------------|-------|-----------------|-------|-----------------|-------|---------------|---------|---------|-----------------|-------|-----------------|--------|----------|--------|-------------|-----|-------------------------|--|
| | | l/. | l/TM | l/. | l/TM | l/. | l/TM | l/. | l/TM | TM | M | l/. | l/TM | l/. | l/TM | l/. | l/TM | l/. | l/TM | |
| 1986 | PROMEDIO | 896.8 | 17.33 | 1366.6 | 27.04 | 3.14 | 6.09 | 64331 | 13643 | 354.8 | 5.21 | 194.5 | 3.08 | 3106.1 | 58.56 | 387.2 | 6.47 | | | |
| | DESVIACION STAND | 282.7 | 11.04 | 428.2 | 22.3 | 94.41 | 4.71 | 23114 | 6428 | 304.5 | 3.55 | 165.3 | 1.91 | 497 | 33.9 | 156.7 | 2.42 | | | |
| | PROMEDIO | 380 | 4.62 | 3861 | 45.12 | 557.1 | 6.54 | 87207.25 | 20509.9 | 523.1 | 5.28 | 553.7 | 6.27 | 5500 | 6725 | 534.9 | 6.18 | | | |
| 1987 | DESVIACION STAND | 446.6 | 5.98 | 1671 | 21.44 | 196.2 | 2.91 | 11279.7 | 6053.9 | 226.7 | 1.96 | 534.2 | 5.93 | 2092 | 26.56 | 87.4 | 1.00 | | | |
| | PROMEDIO | 359 | 5.39 | 8024.2 | 119.8 | 789.7 | 11.78 | 67179.8 | 18271 | 314.3 | 12.1 | 436.7 | 6.41 | 10857 | 161.9 | 1111.4 | 16.67 | | | |
| 1988 | DESVIACION STAND | 134.2 | 2.18 | 3484.8 | 52.51 | 124.5 | 1.94 | 4742.8 | 4233.9 | 153.4 | 1.51 | 168.4 | 1.98 | 3043 | 45.5 | 100.4 | 2.43 | | | |
| | PROMEDIO GENERAL | 545.3 | 9.11 | 4417.3 | 63.98 | 553.6 | 8.14 | 72906.0 | 17474.6 | 564 | 7.53 | 395 | 5.25 | 6587.7 | 96 | 677.8 | 9.8 | | | |
| | DESVIACION STANDAR | 304.6 | 7.13 | 3363.4 | 49.17 | 237.8 | 3.16 | 12467.0 | 3502 | 232 | 3.96 | 183.2 | 1.88 | 3935 | 57.3 | 382.6 | 5.9 | | | |

l/. en Miles

4.3.5.12 Análisis Económico de Perforación

Para el cálculo de los costos se tiene en cuenta un cambio de 1 \$ = 3,650 intis, para el último semestre de Agosto 1989.

Costos por Accesorios de Perforación

Brocas = Estandar x TM/taladro x precio

$$\begin{aligned} \text{Brocas de } 2''\varnothing &= 0.00040 \frac{\text{EA}}{\text{TM}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times \$ 120 \\ &= 0.9744 \frac{\$}{\text{EA}} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Barrenos de } 12' &= 0.00015 \frac{\text{EA}}{\text{TM}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times \$ 150 \\ &= 0.4567 \frac{\$}{\text{EA}} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Coplas} &= 0.00015 \frac{\text{EA}}{\text{TM}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times \$ 50 \\ &= 0.1522 \frac{\$}{\text{EA}} \end{aligned}$$

$$\text{Costo Total accesorio : } 1.5833 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

Costo por Alquiler de Equipo (Anfoloader, Jumbo Hidráulico)

$$A/L = \text{Estandar} \times \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times \text{Tarifa}$$

$$A/L = 0.00367 \text{ Hr-maq/tm} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times \$ 11.8$$

$$= 0.8791 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

$$J/H = 0.00525 \text{ Hr-maq/tm} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times 58.8 \frac{\$}{\text{Hr-maq}}$$

$$= 6.266 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

$$\text{Costo total de Alquiler de Equipo : } 7.1451 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

Costo por Mano de Obra

Labor de perforación = Estandar x Tonelaje x tarifa

$$\text{Tonelaje} = 3.95 \text{ Hrs} \times 12.8 \frac{\text{Taladros}}{\text{Hora}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}}$$

$$= 1,033.58 \text{ TM}$$

$$\text{Estandar} = \frac{3.5 \text{ Tareas}}{1,033.58 \text{ TM}} = 0.00338 \frac{\text{Tareas}}{\text{TM}}$$

Costo labor de perforación :

$$0.00338 \frac{\text{Tareas}}{\text{TM}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times \frac{\$}{\text{Tarea}} 2.9 =$$

$$0.1989 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

Costo labor voladura = Estandar x Tonelaje x Tarifa.

Costo labor voladura :

$$\text{Estandar} = \frac{4 \text{ Tareas}}{4,080 \text{ TM}} = 0.000980 \frac{\text{Tareas}}{\text{TM}}$$

$$0.000980 \frac{\text{Tareas}}{\text{TM}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times \frac{\$}{\text{Tarea}} 2.9 =$$

$$0.0576 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

$$\text{Costo Total Labor} : 0.1989 + 0.0576 = 0.2565 = \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

4.3.5.13 Análisis Económico de Voladura

Costo de explosivo por taladros

$$\text{Anfo} = \text{Estandar} \times \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times \text{precio}$$

$$\text{Anfo} = 0.27400 \frac{\text{Kg}}{\text{TM}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times 0.73 \frac{\$}{\text{Kg}}$$

$$\text{Anfo} = 4.06 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

$$\text{Fanel} = 0.04822 \frac{\text{EA}}{\text{TM}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times 6.99 \frac{\$}{\text{EA}}$$

$$\text{Fanel} = 6.84 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

Pentacord 5 P :

$$0.1760 \frac{\text{FT}}{\text{TM}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times 0.2544 \frac{\$}{\text{FT}} = 0.908 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

Dinamita :

$$0.00684 \frac{\text{Kg}}{\text{TM}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times 1.82 \frac{\$}{\text{Kg}} = 0.252 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

Conector :

$$0.00012 \frac{\text{EA}}{\text{TM}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times 0.235 \frac{\$}{\text{EA}} = 0.000572 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

Gufas :

$$0.00043 \frac{\text{ML}}{\text{TM}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times 0.2116 \frac{\$}{\text{ML}} = 0.00184 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

Fulminante :

$$0.00012 \frac{\text{EA}}{\text{TM}} \times 20.3 \frac{\text{TM}}{\text{Taladro}} \times 0.225 \frac{\$}{\text{EA}} = 0.00054 \frac{\$}{\text{Taladro}}$$

Costo explosivo : 12.062 \$/Taladro

Costo Total Voladura por Taladro

| | | |
|-----------------------------|---|-------------------|
| Costo explosivos | : | 12.062 \$/Taladro |
| Costo accesorio perforación | : | 1.5833 \$/Taladro |
| Costo alquiler de equipo | : | 7.1451 \$/Taladro |
| Costo mano de obra | : | 0.2565 \$/Taladro |
| Costo total por taladro | : | 21.046 \$/Taladro |
| Costo por tonelada | : | 1.036 \$/TM. |

4.3.5.14 Disponibilidad del Equipo de Perforación

| EQUIPO MINA | PROM. 87 | ENE. | FEB. | MAR. | ABR. | MAY. | JUN. | JUL. | AGO. | SET. | OCT. | NOV. | DIC. | PROM. 88 |
|--------------------|----------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|----------|
| JUMBOS HIDRAULICOS | | | | | | | | | | | | | | |
| % DISP. MECANICA | 68 | 58 | 42 | 44 | 34 | 66 | 73 | 66 | 65 | 60 | 61 | 0 | 38 | 54 |
| % UTILIZACION | 49 | 32 | 24 | 20 | 29 | 34 | 35 | 30 | 34 | 32 | 41 | 0 | 20 | 37 |
| RENDIMIENTO M/HR | 44 | 42.2 | 40 | 49 | 38 | 41 | 36 | 42 | 40 | 49 | 42 | 0 | 65 | 41.4 |

4.4 CARGUTO Y LIMPIEZA

El transporte de mineral a los echaderos de mineral (ore - pass) es efectuado por scooptrams ST-13, ST-8, y por Tele - truck.

4.4.1 ESTUDIO DE TIEMPOS

Mediante el estudio de tiempos, realizado para cada unidad, se determina los tiempos de carga y descarga en función de las distancias por recorrer, tanto para los equipos de carguío y transporte.

a) Tiempo Productivo .- Se considera todas las operaciones favorables al trabajo que realiza el scoop - tram.

Carga la cuchara (con maniobras)

Transporte (ida)

Descarga la cuchara (con maniobras)

- Transporte (vuelta)
- Recoge material derramado
- Apila material por limpiar
- Separa bancos

b) Tiempo Improductivo.- Conjunto de actividades que pueden ser o no necesarios, pero que no es favorable al trabajo efectuado por el scooptram

Traslados a zonas de trabajo

Inspección de equipo

Espera unidad de transporte

- Falla mecánica

- Tiempo ocioso

Interrupciones por Trabajo de Topógrafos, Geólogos.

c) Demoras Fijas.- Tiempo que se emplea en :

- Traslado del personal desde superficie a las labores.

Tomar refrigerios más de 45 minutos

- Inspección de 2 5/T - 13 con los relevos, empleando 2 horas/día, cada operador emplea 30 minutos/G.

d) Demoras Operacionales.- Tiempo que se deja laborar por :

Cambio de guardia

Traslado de equipo por disparo o cambio de lugar de trabajo.

- Movimiento de operadores de scooptram 1 Hora/día

- Por reparaciones de equipos por accidentes.

- Movimiento del personal a inicio de guardia y a media guardia empleando 2 horas/día.

e) Otras Demoras.- Horas paradas debido a .

- Falta de agua, de energía eléctrica
Falta de instalaciones
- Huelgas
Repuestos

f) Tolerancias.- Se tiene que tener en cuenta las condiciones del ambiente de trabajo; considerando la temperatura de la labor, ventilación, humedad, nivel de sonido, el cual demanda el estado de tolerancia por fatiga que puede producir un operador.

4.4.2 Distribución de Tiempos Equipo de Limpieza Scooptrams ST - 13

| TIEMPOS | DISTRIBUCION | ACTUAL | | PROPUESTO | |
|--------------|-----------------------------------|---------|------|-----------|-----|
| | | MINUTOS | % | MINUTOS | % |
| PRODUCTIVO | CICLOS DE TRABAJO | 180 | 60 | 210 | 70 |
| IMPRODUCTIVO | RECEPCIONA ORDENES | 15 | 5 | 10 | 3.3 |
| | DEMORAS | 15 | 5 | 10 | 3.3 |
| | TRASLADO EQUIPO | 15 | 5 | 10 | 3.3 |
| | INSP. FALLAS MECANICAS | 40 | 13.3 | 30 | 10 |
| TOLERANCIAS | CAMBIO ROPA Y TRASLADO A LABOR | 20 | 6.6 | 20 | 6.6 |
| | REFRIGERIO | - | - | - | - |
| | TIEMPO PERSONAL Y FATIGA | 15 | 5 | 10 | 3.3 |
| TOTAL | = | 300 | 100 | 300 | 100 |

Se ha considerado una guardia de horario corrido (5 horas)

4.4.2.1 Tiempos Promedios de Operación del Equipo de Limpieza. SCOOPTRAMS ST. - 13

| DISTANCIA (MT) | 50 | 100 | 120 | 150 | 200 |
|--------------------|--------|--------|--------|--------|--------|
| VELOCIDAD (MT) | 0.71 | 0.60 | 0.64 | 0.64 | 0.70 |
| FACTOR DE LLENADO | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 |
| TONELADA / VIAJE | 15.3 | 15.3 | 15.3 | 15.3 | 15.3 |
| TONELADA / HORA | 214.2 | 122.4 | 107.0 | 91.8 | 76.5 |
| TIEMPO DE CARGA | 01'20" | 01'25" | 01'25" | 01'25" | 01'25" |
| TIEMPO DE DESCARGA | 00'45" | 00'40" | 00'40" | 00'40" | 00'40" |
| TIEMPO DE VIAJE | 02'20" | 05'30" | 06'15" | 07'45" | 09'30" |
| TIEMPO CICLO | 04'15" | 07'35" | 08'20" | 09'50" | 11'35" |
| VIAJES / HORA | 14 | 8 | 7 | 6 | 5 |

TIEMPOS PROMEDIOS DE OPERACION DEL EQUIPO DE LIMPIEZA SCOOPTRAMS ST - 8

| | 50 | 100 | 120 | 150 |
|--------------------|--------|--------|--------|--------|
| DISTANCIA (MT) | 50 | 100 | 120 | 150 |
| VELOCIDAD (MT) | 0.40 | 0.40 | 0.40 | 0.35 |
| FACTOR DE LLENADO | 0.75 | 0.75 | 0.7 | 0.75 |
| TONELADA / HORA | 92 | 55.2 | 46.0 | 36.8 |
| TONELADA / VIAJE | 9.2 | 9.2 | 9.2 | 9.2 |
| TIEMPO DE CARGA | 01'15" | 01'20" | 01'20" | 01'20" |
| TIEMPO DE DESCARGA | 00'30" | 00'30" | 00'30" | 00'30" |
| TIEMPO VIAJE | 04'10" | 08'10" | 09'58" | 12'10" |
| TIEMPO CICLO | 05'55" | 70'00" | 11'48" | 14'00" |
| VIAJES / HORA | 10 | 6 | 5 | 4 |

DISTRIBUCION DE TIEMPOS EQUIPO DE LIMPIEZA

SCOOPTRAMS ST - 8

| TIEMPOS | DISTRIBUCION | ACTUAL | | PROPUESTO | |
|--------------|-----------------------------------|---------|------|-----------|------|
| | | MINUTOS | % | MINUTOS | % |
| PRODUCTIVO | CICLOS DE TRABAJO | 215 | 44.7 | 335 | 69.7 |
| IMPRODUCTIVO | RECEPCIONA ORDENES | 15 | 3.1 | 10 | 2.0 |
| | DEMORAS | 60 | 12.5 | 30 | 6.2 |
| | TRASLADO EQUIPO | 15 | 5 | 10 | 3.3 |
| | INSP. FALLAS MECANICAS | 80 | 16.6 | 30 | 6.2 |
| TOLERANCIAS | CAMBIO ROPA Y TRASLADO A LABOR | 30 | 6.2 | 20 | 4.1 |
| | REFRIGERIO | 60 | 12.5 | 45 | 9.3 |
| | TIEMPO PERSONAL Y FATIGA | 20 | 4.1 | 10 | 2.0 |
| TOTAL | = | 480 | 100 | 480 | 100 |

Se ha considerado 1 guardia de horario normal (8 horas)

4.4.2.2 Producción del Equipo de Limpieza Scooptrams ST-13, ST-8

Datos Generales

Equipo ST-13

Material · Mineral de cobre

Capacidad de la cuchara 13 yd³ - 9.9 m³ - 15.3 T.M.

Ciclo completo 9.8 minutos 588 seg.

Eficiencia 0.75

Horas/guardia 10 horas

Densidad suelta 3.6 TM/m³

Factor de carga 0.75

Disponibilidad mecánica 0.70

Distancia : 150 metros
Número de guardias : 2
Horas/mes : 600 hr/mes

1.- Velocidad :

$$\text{Aplicando } V = \frac{e}{t} = \frac{300 \text{ mt}}{465 \text{ seg}} = 0.64 \frac{\text{mts}}{\text{seg}} \times 3600 \frac{\text{seg}}{1 \text{ HR}}$$

$$\times \frac{1 \text{ Km}}{1000 \text{ mts}} = 2.30 \text{ Km/Hr}$$

$$V = 2.30 \text{ Km/Hr}$$

2.- Número de viajes por hora :

$$\text{Nº Viajes} = \frac{3,600 \text{ seg}}{588 \text{ seg}} = 6.1 = 6 \text{ Viajes}$$

$$= 6 \text{ Viajes}$$

3.- Producción hora :

$$\text{TM/Hora} = \text{Viajes efectivos} \times \text{hora} \times \text{T.M/Viaje}$$

$$\text{TM/Hora} = 6 \frac{\text{Viajes}}{\text{Hora}} \times 15.3 \frac{\text{T.M}}{\text{Viaje}} = 91.8 \approx 92$$

$$\text{TM/Hora} = 92 \text{ T.M}$$

4.- Producción por guardia :

$$10 \frac{\text{Hrs}}{\text{guardia}} \times 92 \frac{\text{T.M}}{\text{Hrs}} = 920 \frac{\text{T.M}}{\text{guardia}}$$

5.- Producción por día :

$$2 \times 920 = 1,840 \text{ TM/día}$$

6.- Producción mensual :

$$\text{TM/HRS} \times \frac{\text{HRS}}{\text{mes}} = 92 \frac{\text{TM}}{\text{HR}} \times 600 \frac{\text{HS}}{\text{mes}} = 55,200 \frac{\text{TM}}{\text{mes}}$$

7.- Tamaño de flota :

$$\frac{\text{Producción requerida}}{\text{Producción actual}} = \frac{10,000 \text{ T.M/día}}{1,840 \text{ T.M/día}} = 5.4$$

$$= 5 \text{ Unidades}$$

8.- Producción total del mes mina :

$$1,840 \frac{\text{T.M}}{\text{día}} \times 25 \text{ días} = 230,000 \frac{\text{T.M}}{\text{Mes}}$$

Equipo : ST-8

Capacidad de la cuchara : 9.2 T.M
 Ciclo completo : 10 minutos = 600 seg.
 Eficiencia : 0.75
 Horas/guardia : 8 Horas
 Densidad suelta : 3.6 T.M/m³
 Factor de carguío : 0.75
 Distancia : 100 metros
 Número de guardias : 2
 Horas/mes : 480 HR/mes

1.- Velocidad :

$$V = \frac{e}{t} = \frac{200 \text{ mt}}{490 \text{ seg}} = 0.40 \frac{\text{mts}}{\text{seg}} \times 3,600 \frac{\text{seg}}{1 \text{ HR}}$$

$$\times \frac{1 \text{ Km}}{100 \text{ mts}} = 1.44 \text{ Km/HR}$$

2.- Números viajes por hora :

$$\text{N}^\circ \text{ Viajes} = \frac{3,600 \text{ seg}}{600 \text{ seg}} = 6 \text{ Viajes}$$

3.- Producción/Hora :

$$\text{TM/Hora} = 6 \frac{\text{Viajes}}{\text{Hora}} \times 9.2 \frac{\text{TM}}{\text{Viaje}} = 55.2 \text{ T.M}$$

4.- Producción por guardia :

$$8 \frac{\text{HR}}{\text{guardia}} \cdot 55.2 \frac{\text{TM}}{\text{HR}} = 441.6 \approx 442 \frac{\text{TM}}{\text{guardia}}$$

5.- Producción por mes :

$$55.2 \frac{\text{TM}}{\text{HR}} \cdot 480 \frac{\text{HR}}{\text{Mes}} = 26,496 \frac{\text{TM}}{\text{Mes}}$$

6.- Producción por día :

$$2 \cdot 442 \frac{\text{TM}}{\text{guardia}} = 884 \frac{\text{T.M}}{\text{día}}$$

4.4.2.3 Capacidad de carguío

Se ha considerado los siguientes factores :

- a) Volumen de la cuchara.- Dado por el fabricante en las características del equipo.
- b) Peso específico del mineral.- Según cálculo del Departamento de Ingeniería se ha establecido de 3.62 TM/m^3 .
- c) Factor de agua.- Depende de la habilidad del operador y la maniobrabilidad del equipo en el carguío.

d) Factor de esponjamiento.- El mineral roto tiende a aumentar de volumen y en el recipiente que se encuentra no llena completamente todo el espacio.

De acuerdo a estos factores se ha calculado la capacidad de carguío para cada equipo :

SCOOPTRAMS ST-13

$$V_c = \text{Volumen de la cuchara} = 13 \text{ yd}^3 = 9.9 \text{ m}^3$$

$$P_e = \text{Peso específico del mineral} = 3.62 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3}$$

$$F_c = \text{Factor de carga} = 0.75$$

$$F_e = \text{Factor de esponjamiento} = 0.75$$

$$\text{Capacidad de la cuchara} = V_c \times P_e \times F_c \times F_e$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de la cuchara} &= 9.9 \text{ m}^3 \times 3.62 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = \frac{1}{1 + 0.75} \\ &\times 0.75 = 15.3 \end{aligned}$$

$$\text{Capacidad} = 15.3 \text{ TM.}$$

SCOOPTRAMS ST-8

$$V_c = \text{Volumen de la cuchara} = 8 \text{ yd}^3 = 6.11 \text{ m}^3$$

$$P_e = \text{Peso específico del mineral} = 3.62 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3}$$

$$F_c = \text{Factor de carga} = 0.75$$

$$F_e = \text{Factor de esponjamiento} = 0.75$$

$$\text{Capacidad de la cuchara} = V_c \times P_e \times F_c \times F_e$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de la cuchara} &= 6.11 \text{ m}^3 \times 3.62 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} \times \frac{1}{1 + 0.75} \\ &\quad \times 0.75 = 9.2 \end{aligned}$$

$$\text{Capacidad} = 9.2 \text{ TM.}$$

4.4.3 Formatos de Control de Operaciones de los Equipos de Limpieza Scooptrams ST-13, ST-8

| | | |
|------------------|---|--|
| NOMBRE : | INFORME DIARIO DE OPERADOR | CLAVE : |
| FICHA Nº | MAQUINAS PESADAS | M - Mineral D - Desmonte R - Relleno |
| LUGAR DE | PRODUCCION | DEMORAS |
| TRABAJO | HORAS VIAJES M.D.R. 5 MIN MEC ELEC INSP MOV PARD ALIM OTROS EQ Nº | COMB. |
| OBSERVACIONES | | |
| Vº Bº SUPERVISOR | | |

| REPORTE DE MAQUINA | FECHA |
|---------------------------|----------------------|
| EQUIPO Nº | GUARDIA |
| INSPECCIONES | HECHAS OBSERVACIONES |
| Acelite | |
| Agua | |
| Petroleo | |
| Filtro de aire | |
| Lavadora de gas | |
| LLantas | |
| Cadenas | |
| Extintidores de incendio | |
| Ampermetro | |
| Aceite presion mñimo | |
| Aceite presión de trabajo | |
| Presion de combustible | |
| Temperatura de motor | |
| Convertidor temperatura | |
| Convertidor presión | |
| Transmisión pres. mñn. | |
| Transmisión pres. trab. | |
| Presión de aire | |

4.4.4 ESTANDARES DEL EQUIPO DE LIMPIEZA ST-13, ST-8

I.- Capacidad de Scooptrams

| EQUIPO | ST - 13 | ST - 8 |
|-------------|---------|--------|
| (T.M/Viaje) | 15.3 | 9.2 |

II.- Velocidad de Scooptrams

| EQUIPO | ST - 13 | ST - 8 |
|--------------------------------------|---------|--------|
| ESTADISTICO (Km/HR) | 2.3 | 1.44 |
| TEORICO (Mina) Km/HR | 5.0 | 5.0 |
| TEORICO (superficie) $\frac{KM}{HR}$ | 8.0 | 8.0 |

III.- Viajes por Hora

| EQUIPO | CICLO TOTAL | Nº VIAJES/HR |
|---------|---------------|--------------|
| ST - 13 | 9.8 min/viaje | 6.1 |
| ST - 8 | 10 min/viaje | 6.0 |

IV.- Tonelaje

| TONELAJE (TM) | DISTANCIA (Mts) | EQUIPO | T.M/HR |
|---------------|-----------------|---------|--------|
| 10,000 | 150 | ST - 13 | 92 |
| 500 | 100 | ST - 8 | 55.2 |

4.4.5 COSTOS DE CARGUJO Y LIMPIEZA

Consideramos los costos del equipo de limpieza, tales como las scooptrams ST-13 y ST-8.

4.4.5.1 Costo por Tonelada por Hora

Costo por hora de un scooptrams ST-13 = \$ 39.6

Producción por hora de un scooptrams ST-13 = 105 T.M

$$\text{Costo por Tonelada : } \frac{\$ 39.6}{105 \text{ T.M.}} = \frac{\$}{\text{T.M.}} 0.37$$

Costo Total por hora de un scooptrams ST-8 = \$ 21.5

Producción por hora de un scooptrams ST-8 = 50 T.M

Costo por Tonelada :

$$\frac{\$ 21.5}{50 \text{ T.M.}} = \frac{\$}{\text{T.M.}} 0.43$$

4.4.5.2 Costo de Propiedad y Operación del Equipo

Se considera el costo horario de un Scooptrams Wagner ST-13

Precio de compra : 350,000 \$ U.S. (FOB)

Cargas, flete : 50% 175,000 \$

Precio de entrega: 525,000 \$

Menos costos neumáticos : 8,000 \$

| | | |
|-------------------------------|---|------------|
| Valor a ser depreciado | : | 517,000 \$ |
| Años a depreciar | : | 8 |
| Total período de depreciación | : | 32,000 Hr. |
| Horas de operación | : | 4,000 Hr. |

4.4.5.2.1 Costo de Propiedad

Para un scooptram Wagner St-13, se tiene que su costo de propiedad es de 24.9 \$/HR.

4.4.5.2.2 Costo de Depreciación por Hora

Tenemos :

$$\text{Costo de depreciación} = \frac{\text{Valor neto a ser depreciado}}{\text{Período de Depreciación (HR)}}$$

$$= \frac{\$ 517,000}{32,000 \text{ HR}} = \frac{\$}{\text{HR.}} 16.1$$

4.4.5.2.3 Costo de Inversión Horario

Costo de Inversión :

$$= \frac{\text{Precio de entrega} \times \text{Intereses} \times \text{Factor de Inversión}}{\text{Horas de operación al año}}$$

$$\text{Factor de Inversión} = \frac{n + 1}{2n} \quad n = \text{años a depreciar}$$

$$\text{Factor de Inversión} = 0.56$$

Los intereses están en 12%.

$$\text{Costo de Inversión} = \frac{\$ 525,000 \times 0.56 \times 0.12}{4,000 \text{ HR}} = \frac{\$}{\text{HR}} 8.8$$

$$\text{Luego costo de propiedad} = 16.1 \frac{\$}{\text{HR}} + 8.8 \frac{\$}{\text{HR}} = 24.9 \frac{\$}{\text{HR}}$$

4.4.5.3 Costo de Operación

Tenemos :

4.4.5.3.1 Costo de Combustible y Lubricantes

$$\text{Costo Combustible} = \text{consumo/hora} \times \text{costo/galón}$$

$$= 5 \text{ Gal/hora} \times 0.74 \text{ \$/Gal.}$$

$$= \$ 3.7$$

$$\text{Costo Lubricante} = \frac{1}{3} (\text{Costo Combustible})$$

$$= \frac{1}{3} (3.7) = 1.2 \frac{\$}{\text{HR}}$$

$$\text{Costo llantas} = \frac{8,000 \$}{2,000 \text{ HR}} = 4 \frac{\$}{\text{HR}}$$

$$\text{Costo reparación (10\%)} = 0.1 \times 4 \frac{\$}{\text{HR}} = 0.4 \frac{\$}{\text{HR}}$$

$$\text{Costo de operación} = 3.7 + 1.2 + 4 + 0.4 = 9.3 \frac{\$}{\text{HR}}$$

4.4.5.3.2 Costo Mantenimiento

El total del costo de reparación de un equipo debe llegar al 60% del valor de la máquina, tomando en consideración el grado de instrucción y entrenamiento de nuestros operadores y mecánicos consideramos el 50% del precio de compra.

$$= \frac{350,000 \$ \times 0.5}{32,000 \text{ HR}} = 5.4 \$$$

4.4.5.4 Costo Total de Propiedad y Operación por Hora

Costo Total = costo propiedad + costo operación +
costo mantenimiento

$$\text{Costo Horario} = 24.90 + 9.30 + 5.40 = 39.6 \text{ \$/HR.}$$

Con este procedimiento se ha determinado el costo horario del equipo que se utiliza en Cobriza, el cual se resume en el siguiente cuadro :

COSTO HORARIO DEL EQUIPO

| EQUIPO | COSTO DE PROPIEDAD U.S \$ | COSTO DE OPERACION U.S \$ | COSTO DE MANTENIMIENTO U.S \$ | COSTO TOTAL POR HORA U.S \$ |
|------------------------------------|------------------------------|------------------------------|----------------------------------|--------------------------------|
| SCOOPTRAM WAGNER ST - 13 | 24.90 | 9.30 | 5.40 | 39.6 |
| SCOOPTRAM WAGNER ST - 8 | 13.00 | 5.71 | 2.80 | 21.5 |
| JUMBO HIDRAULICO BOOMER H-115 | 27.10 | 4.78 | 5.90 | 37.78 |
| CARGADOR FRONTAL CATERPILLAR 996-C | 11.30 | 4.00 | 2.10 | 17.4 |
| SCALER TELEDYNE TE - 1 | 14.60 | 3.02 | 3.00 | 20.62 |
| TRACTOR DE LLANTAS CATERPILLAR | 5.90 | 5.04 | 1.60 | 12.54 |
| TRACTOR DE CRUGA D - 7 CATERPILLAR | 17.80 | 3.27 | 4.30 | 25.1 |
| MOTONIVELADORA CATERPILLAR | 10.50 | 5.30 | 2.80 | 18.60 |
| CAMION ANFOLOADER | 5.02 | 4.30 | 1.85 | 11.17 |
| CAMION LUBRICADOR | 6.18 | 3.97 | 1.78 | 11.93 |
| COMPACTADOR DYNAPAC | 9.70 | 1.02 | 2.44 | 13.16 |

4.4.6 DISPONIBILIDAD DEL EQUIPO DE CARGUTO Y LIMPIEZA

| EQUIPO MINA | PROM. 87 | ENE. | FEB. | MARZ. | ABR. | MAY. | JUN. | JUL. | AGO. | SET. | OCT. | NOV. | DIC. | PROM. 88 |
|-------------------|-------------|-------|------|-------|------|------|------|-------|------|------|------|------|--------|-------------|
| SOOPTRAMS ST-13 | | | | | | | | | | | | | | |
| % DISP. MECANICA | 73 | 71 | 56 | 58 | 53 | 57 | 68 | 72 | 63 | 61 | 60 | 0 | 69 | 62 |
| % UTILIZACION | 64 | 48 | 46 | 48 | 49 | 38 | 53 | 49 | 52 | 50 | 49 | 0 | 56 | 48 |
| RENDIMIENTO TM/HP | 94.69 | 71.81 | 91.2 | 71.3 | 71.2 | 83.3 | 56.1 | 110.2 | 75.3 | 77 | 83.5 | 0 | 117.32 | 80.55 |
| SCOOPTRAMS ST-8 | | | | | | | | | | | | | | |
| %DISP. MECANIZ. | 57 | 57 | 57 | 61 | 51 | 49 | 47 | 62 | 40 | 50 | 48 | 0 | 38 | 54 |
| % UTILIZACION | 49 | 41 | 39 | 45 | 45 | 32 | 35 | 33 | 22 | 35 | 35 | 0 | 20 | 37 |
| RENDIMIENTO TM/HR | 51.82 | 36.23 | 45.7 | 36.3 | 36.3 | 43.1 | 30.1 | 59.8 | 41.2 | 43.1 | 41 | 0 | 65.0 | 41.48 |

4.5 TRANSPORTE

Para el transporte de mineral de los echaderos de mineral hacia la planta concentradora, se realiza mediante locomotoras eléctricas y vagones que operan en el nivel 28.

En el nivel 10, se realiza también mediante locomotoras Diesel, el cual luego es izado por un pique de Izaje hacia el NV. 28 el cual es transportado hacia la planta concentradora de Pampas de Coris.

4.5.1 ESTUDIO DE TIEMPOS

Mediante el estudio de tiempo realizado se determina el tiempo promedio para cargar y descargar los veinte vagones del convoy, y la velocidad promedio de recorrido.

a) Tiempo productivo.- Son las operaciones favorables al trabajo que realiza las locomotoras.

Estacionamiento del motor cerca al chute y espera que el chutero suba a la compuerta.

- Señales del chutero para estacionar los vagones bajo la compuerta y para cambiarlos cuando están llenos.

- Transporte a la zona de descarga (ida)

- Descarga de los vagones con maniobras.

- Transporte al chute (vuelta)

b) Tiempo Improductivo.

- Demoras en la tolva
- Demoras en el chute
- Descanso por convenio colectivo
- Inspección y acondicionamiento
- Tiempo ocioso
- Reparaciones del Rompe Banco en el nivel 10

c) Demoras fijas

- Tomar refrigerios más de 45 minutos
- Traslado del personal

d) Demoras operacionales

- Cambio de guardia
- Traslado del motor por disparos en el NV. 28
- Por reparaciones del motor por accidentes

e) Otras demoras

- Falta de energía eléctrica
- Huelgas
- Repuestos

f) Tolerancias

- Condiciones del ambiente de trabajo; considerando

humedad, nivel del sonido, ventilación, el cual demanda el estado de tolerancia por fatiga que puede producir al operador.

Se hace mención que las demoras en la tolva son originados por :

La tolva se encuentra llena por efectuarse la operación de chancado

- Presencia de bancos
- Trabajo de mantenimiento y reparación de la tolva.

Las demoras en el chute son debido a:

Mal estado de la vía férrea, por acumulación de la ma y mineral que se derramó al llenar los carros.

- Dificultad para operar la compuerta del chute, cuando hay bancos.
- Falla mecánica del sistema neumático de la compuerta del chute.

4.5.2 DISTRIBUCION DE TIEMPOS EQUIPO DE TRANSPORTE LOCOMOTORA CON 20 VAGONES NIVEL 28

| TIEMPOS | DISTRIBUCION | ACTUAL | | PROPUESTO | |
|--------------|--------------------------|---------|------|-----------|------|
| | | MINUTOS | % | MINUTOS | % |
| PRODUCTIVO | CICLO DE TRABAJO | 270 | 56.2 | 360 | 75 |
| | RECEPCIONA ORDENES | 10 | 2.08 | 5 | 1.04 |
| IMPRODUCTIVO | DEMORAS | 60 | 12.5 | 30 | 6.25 |
| | TRASLADO EQUIPO | 20 | 4.1 | 15 | 3.1 |
| | INSP. FALLAS MECANICAS | 30 | 6.25 | 15 | 3.1 |
| | TRASLADO A LABOR | 10 | 2.08 | 10 | 2.07 |
| TOLERANCIAS | REFRIGERIO | 60 | 12.5 | 45 | 9.3 |
| | TIEMPO PERSONAL Y FATIGA | 20 | 4.1 | 5 | 1.04 |
| TOTAL | = | 480 | 100 | 480 | 100 |

Se ha considerado una guardia en ocho horas.

DISTRIBUCION DE TIEMPOS EQUIPO DE TRANSPORTE

LOCOMOTORA CON 12 VAGONES NIVEL 10

| TIEMPOS | DISTRIBUCION | ACTUAL | | PROPUESTO | |
|--------------|--------------------------|---------|------|-----------|------|
| | | MINUTOS | % | MINUTOS | % |
| PRODUCTIVO | CICLO DE TRABAJO | 140 | 29.1 | 330 | 68.7 |
| | RECEPCIONA ORDENES | 15 | 3.1 | 10 | 2.0 |
| | TRASLADO DE EQUIPO | 30 | 6.25 | 25 | 5.2 |
| IMPRODUCTIVO | DEMORAS | 120 | 25.0 | 15 | 3.1 |
| | INSP. FALLAS MECANICAS | 60 | 12.5 | 30 | 6.2 |
| | TRASLADO A LABOR | 25 | 5.2 | 20 | 4.1 |
| TOLERANCIAS | REFRIGERIO | 60 | 12.5 | 45 | 9.3 |
| | TIEMPO PERSONAL Y FATIGA | 30 | 6.25 | 5 | 1.0 |
| TOTAL | = | 480 | 100 | 480 | 100 |

Se ha considerado una guardia normal de ocho horas.

DISTRIBUCION DE TIEMPOS EQUIPO DE TRANSPORTE
TELETRUCK, CAMIONES DUX

| TIEMPOS | DISTRIBUCION | ACTUAL | | PROPUESTO | |
|--------------|--------------------------|---------|------|-----------|------|
| | | MINUTOS | % | MINUTOS | % |
| PRODUCTIVO | CICLO DE TRABAJO | 260 | 54.1 | 320 | 66.6 |
| | RECEPCIONA ORDENES | 15 | 3.1 | 10 | 2.0 |
| | TRASLADO DE EQUIPO | 15 | 3.1 | 10 | 2.0 |
| IMPRODUCTIVO | DEMORAS | 40 | 8.3 | 30 | 6.2 |
| | INSP. FALLAS MECANICAS | 45 | 9.3 | 30 | 6.2 |
| | TRASLADO A LABOR | 20 | 4.1 | 15 | 3.1 |
| TOLERANCIAS | REFRIGERIO | 60 | 12.5 | 45 | 9.3 |
| | TIEMPO PERSONAL Y FATIGA | 25 | 5.2 | 15 | 3.1 |
| TOTAL | = | 480 | 100 | 480 | 100 |

Se ha considerado una guardia normal de ocho horas.

4.5.2.1 Tiempos Promedios del Equipo de Transporte Locomotora con 20 Vagones Nivel 28

| | CHUTE A5 - A4 | CHUTE A4 - A3 | CHUTE A3 - A2 | CHUTE A2 - PIQUE | PIQUE A CONCENTRADORA | TOTAL |
|---------------------------------------|------------------|------------------|------------------|---------------------|--------------------------|--------|
| DISTANCIA (MT) | 500 | 480 | 350 | 804 | 3,000 | 5,134 |
| TIEMPO ACARREO LLENO | 5'04" | 3'30" | 2'50" | 4'33" | 19'39" | 33'26" |
| TIEMPO ACARREO VACIO (RETORNO) | 6'16" | 2'50" | 2'15" | 3'33" | 11'29" | 26'23" |
| VELOCIDAD DE (KM/H) ACARREO LLENO | 6.25 | 9.60 | 8.75 | 11.48 | 9.37 | 9.22 |
| VELOCIDAD DE (KM/HR) ACARREO VACIO | 5.0 | 12.0 | 11.66 | 16.08 | 15.78 | 12.1 |
| TIEMPO DE DESCARGA POR VAGON | 1'08" | 1'08" | 1'08" | 1'08" | 1'08" | - |
| TIEMPO DE DESCARGA 20 VAGONES | - | - | - | - | - | 22'30" |
| TIEMPO DE CARGUIO POR VAGON | 25" | 25" | 25" | 25" | 25" | - |
| TIEMPO DE CARGUIO 20 VAGONES | - | - | - | - | - | 8'00" |
| TIEMPO CICLO | - | - | - | - | - | 90'00" |

TIEMPOS PROMEDIO DEL EQUIPO DE TRANSPORTE LOCOMOTORA CON 12 VAGONES NIVEL 10

| | POQUET - A3 | POQUET - A4 | TOTAL |
|------------------------------------|-------------|-------------|--------|
| DISTANCIA (MT) | 1,090 | 1,560 | 1,560 |
| VELOCIDAD DE ACARREO LLENO | 6'53" | 10'30" | 9'33" |
| TIEMPO ACARREO VACIO (RETORNO) | 5'37" | 9'10" | 8'47" |
| VELOCIDAD DE ACARREO LLENO (KM/HR) | 9.9 | 9.1 | 9.5 |
| VELOCIDAD DE ACARREO VACIO (KM/HR) | 12.1 | 10.4 | 11.2 |
| TIEMPO DE DESCARGA POR VAGON | 10.8" | 10.8" | - |
| TIEMPO DE DESCARGA 12 VAGONES | - | - | 2.16" |
| TIEMPO DE CARGUIO POR VAGON | 30" | 30" | - |
| TIEMPO DE CARGUIO 12 VAGONES | - | - | 6.00" |
| TIEMPO CICLO | 20'46" | 27'56" | 26'36" |

TIEMPO PROMEDIO EQUIPO DE TRANSPORTE

TELETRUCK, CAMIONES DUX

| EQUIPO | TELETRUCK | CAMIONES DUX |
|---------------------------|-----------|--------------|
| M / VIAJE | 6.5 | 11 |
| TON/VIAJE | 15.8 | 26.7 |
| TIEMPO DE CARGA | 3' 53" | 5' 24" |
| TIEMPO DE VIAJE | 15' 30" | 19' 30" |
| TIEMPO DE DESCARGA | 2' 40" | 3' 36" |
| TIEMPO TOTAL DEL CICLO | 22' 03" | 28' 30" |
| DISTANCIA DE ACARREO (MT) | 200 | 200 |
| VELOCIDAD (MT/MIN) | 25.8 | 20.5 |
| Nº VIAJES POR HORA | 2.7 | 2.1 |
| FACTOR DE LLENADO | 0.85 | 0.85 |

4.5.2.2 Producción del Equipo de Transporte Locomotora Eléctrica Nivel 28

| | | |
|----------------------------------|---|--|
| Capacidad del vagón teórico | : | 28 T.M. |
| Factor de llenado | : | 0.89 |
| Capacidad de carga por vagón | : | $28 \times 0.89 = 25 \text{ T.M.}$ |
| Capacidad de carga en 20 vagones | : | $25 \times 20 = 500 \text{ T.M.}$ |
| Horas netas por guardia | : | 4.5 HR |
| Guardias de trabajo | : | 3 |
| Tiempo del ciclo total | : | $90' = 1.5 \text{ HR}$ |
| Viajes por guardia | : | $\frac{4.5 \text{ HR} \times 1 \text{ Viaje}}{1.5 \text{ HR}} = 3 \text{ Viajes/gd}$ |
| Viajes por día | : | $3 \times 3 = 9 \text{ Viajes/día}$ |

4.5.2.2 CONTINUACION

| | | |
|--|---|---|
| Toneladas por hora | : | $\frac{1 \text{ HR} \times 500 \text{ T.M.}}{1.5 \text{ HR}} = 333.3 \text{ T.M./HR}$ |
| Toneladas por guardia | : | $\frac{500 \text{ T.M.} \times 4.5 \text{ HR}}{1.5 \text{ HR}} = 1.500 \text{ T.M./gd}$ |
| Toneladas producidas por un convoy de 20 vagones por día | : | $1,550 \frac{\text{T.M.}}{\text{g}} \times 3 \text{ gd/día} = 4,500 \text{ T.M./día}$ |
| Toneladas producidas por 2 convoy por día | : | $4,500 \text{ T.M.} \times 2 = 9,000 \text{ T.M./día}$ |
| Toneladas producidas por día-mina | : | $9,000 \text{ T.M./día}$ |

PRODUCCION DE EQUIPO DE TRANSPORTE LOCOMOTORA DIESEL NIVEL 10

| | | |
|----------------------------------|---|--|
| Capacidad del vagón teórico | : | 20 T.M. |
| factor de llenado | : | 0.75 |
| Capacidad de carga por vagón | : | 20 x 0.75 = 15 T.N. |
| Capacidad de carga en 12 vagones | : | 15 T.M. x 12 = 180 T.M. |
| Horas netas por guardia | : | 2.3 HR |
| Guardias de trabajo | : | 2 |
| Tiempo del ciclo total | : | 26.6' = 0.45 HR |
| Viajes por guardia | : | $\frac{2.3 \text{ HR} \times \text{Viaje}}{0.45 \text{ HR}} = 5 \text{ Viajes/gd}$ |
| Viajes por día | : | 5 Viajes/gda x 2 gda = 10 Viajes/día |

CONTINUACION

| | | |
|--|---|--|
| Toneladas por hora | : | $\frac{180 \text{ T.M.} \times 1 \text{ HR}}{0.45 \text{ HR}} \cong 400 \text{ T.M./HR}$ |
| Toneladas por guardia | : | $\frac{400 \text{ T.M.} \times 2.3 \text{ HR}}{0.45 \text{ HR}} = 2,000 \text{ T.M./gd}$ |
| Toneladas producidas por un convoy de 12 vagones por día | : | $2,000 \frac{\text{T.M.}}{\text{gd}} \times 2 \frac{\text{gd}}{\text{día}} = 4,000 \text{ T.M./día}$ |
| Toneladas producidas por día-nivel 10 | : | 4,000 T.M./día |

4.5.3 COSTOS DE TRANSPORTE

Consideramos los costos de locomotoras y camiones :

4.5.3.1 Costo por Tonelada

Costo Total por hora de una locomotora Diesel :

19.83 \$/HR.

Producción por hora de una locomotora Diesel :

110 TM/HR

Costo por Tonelada :

$$\frac{19.83 \text{ \$/HR}}{110 \text{ TM/HR}} = 0.18 \text{ \$/HR}$$

Costo Total por hora de una locomotora eléctrica

146 TM/HR

Costo por Tonelada :

$$\frac{43.21 \text{ \$/HR}}{146 \text{ TM/HR}} = 0.29 \text{ \$/TM}$$

Costo Total por hora de un camión Dux :

18.16 \$/HR

Producción por hora de un camión Dux :

28 TM/HR

$$\text{Costo por Tonelada} = \frac{18.16 \text{ \$/HR}}{28 \text{ TM/HR}} = 0.64 \text{ \$/M}$$

Costo Total por hora de un Teletruck : 25.62 \$/HR

Producción por hora de un Teletruck : 22 TM/HR

$$\text{Costo por tonelada} = \frac{25.62 \text{ \$/HR}}{22 \text{ TM/HR}} = 1.16 \text{ \$/TM}$$

4.5.3.2 Costo de Propiedad y Operación del Equipo

Se considera el costo horario de una locomotora diesel, marca Plymouth :

| | | |
|-------------------------------|---|-----------------------|
| Precio de compra | : | 280,000 \$ U.S. (FOB) |
| Cargas, fletes, 50% | : | 140,000 \$ |
| Precio de entrega | : | 420,000 \$ |
| Valor a ser depreciado | : | 420,000 \$ |
| Años a depreciar | : | 10 |
| Total período de depreciación | : | 60,000 HR |
| Horas de operación | : | 6,000 HR |

4.5.3.2.1 Costo de Propiedad

Para una locomotora diesel marca Plymouth, se considera : 11.63 \$/HR

4.5.3.2.2 Costo de Depreciación por Hora

Costo de depreciación :

$$= \frac{\text{Valor neto a ser depreciado}}{\text{Periodo de depreciación (HR)}}$$

$$= \frac{420,000 \$}{60,000 \text{ HR}} = 7.0 \text{ \$/HR}$$

4.5.3.2.3 Costo de Inversión Horario

Costo de Inversión :

$$\frac{\text{Precio de entrega x intereses x factor de inver.}}{\text{Horas de operación al año}}$$

Factor de inversión :

$$= \frac{n + 1}{2n} \quad n = \text{años a depreciar}$$

$$\text{Factor de inversión} = 0.55$$

$$\text{Los intereses están en} = 12\%$$

Costo de inversión :

$$\frac{420,000 \$ \times 0.55 \times 0.12}{6,000 \text{ HR}} = 4.63 \text{ \$/HR}$$

Luego costo de propiedad :

$$7.0 \text{ \$/HR} + 4.63 \text{ \$/HR} = 11.63 \text{ \$/HR}$$

4.5.3.3 Costo de Operación

Tenemos :

4.5.3.3.1 Costo de Combustible y lubricantes

$$\begin{aligned}\text{Costo Combustible} &= \text{consumo/Hora} \times \text{costo/Galón} \\ &= 6 \text{ Gal./HR} \times 0.74 \$ = 4.4 \frac{\$}{\text{HR}}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Costo lubricante} &= \frac{1}{3} (\text{Costo combustible}) \\ &= \frac{1}{3} (4.4) = 1.48 \text{ \$/HR}\end{aligned}$$

Costo de Operación :

$$4.4 \text{ \$/HR} + 1.48 \text{ \$/HR} = 5.88 \text{ \$/HR}$$

4.5.3.3.2 Costo de Mantenimiento

$$\text{Costo mantenimiento} = \frac{280,000 \times 0.5}{60,000 \text{ HR}} = 2.3 \text{ \$/HR}$$

4.5.3.4 Costo Total de Propiedad y Operación-Hora

$$\begin{aligned}\text{Costo Total} &= \text{Costo Propiedad} + \text{Costo Operación} + \\ &\quad \text{Costo Mantenimiento}\end{aligned}$$

$$\text{Costo Horario} = 11.63 \frac{\$}{\text{HR}} + 5.88 \frac{\$}{\text{HR}} + 2.3 \frac{\$}{\text{HR}} = 19.81 \frac{\$}{\text{HR}}$$

Con este procedimiento se ha determinado el costo horario de los demás equipos, el cual se resume en el siguiente cuadro :

| EQUIPO | COSTO DE PROPIEDAD (\$/HR) | COSTO DE OPERACION (\$/HR) | COSTO DE MANTENIMIENTO (\$/HR) | COSTO TOTAL POR HORA (\$/HR) |
|-----------------------|----------------------------|----------------------------|--------------------------------|------------------------------|
| CAMION DUX DT-30 | 8.90 | 6.96 | 2.30 | 18.16 |
| TELETRAM W.M 420 | 15.30 | 6.52 | 3.80 | 25.62 |
| LOCOMOTORA DJESEL | 11.63 | 5.88 | 2.80 | 19.83 |
| LOCOMOTORA ELECTRICA | 26.00 | 12.01 | 5.20 | 43.21 |
| CAMION VOLVO SERVICIO | 5.20 | 4.20 | 1.68 | 11.08 |

4.5.4 DISPONIBILIDAD DEL EQUIPO DE TRANSPORTE

| EQUIPO MIINA | PROM. 87 | ENE. | FEB. | MAR. | ABR. | MAY | JUN | JUL. | AGO. | SET. | OCT. | NOV. | DIC | PROM. 88 |
|-------------------|-------------|--------|-------|-------|-------|-------|------|-------|-------|--------|-------|------|-------|-------------|
| LOCOMO. ELECTRICA | | | | | | | | | | | | | | |
| % DISP. MECANICA | 87 | 77 | 74 | 74 | 76 | 74 | 74 | 72 | 68 | 71 | 70 | 0 | 64 | 73 |
| % UTILIZACION | 77 | 58 | 58 | 55 | 60 | 54 | 57 | 55 | 52 | 53 | 54 | 0 | 46 | 55 |
| RENDIMIENTO TM/HR | 137.46 | 109.98 | 132.4 | 120.5 | 100.6 | 107.7 | 89.5 | 151.9 | 126.0 | 145.11 | 122.6 | 0 | 231.1 | 124.30 |
| LOCOM. DIESEL | | | | | | | | | | | | | | |
| % DISP. MECANICA | 80 | 75 | 66 | 82 | 77 | 74 | 79 | 67 | 64 | 66 | 67 | 0 | 64 | 71 |
| % DE UTILIZACION | 70 | 50 | 47 | 49 | 55 | 48 | 54 | 53 | 49 | 46 | 48 | 0 | 50 | 50 |
| RENDIMIENTO TM/HR | 116.19 | 70.8 | 135.4 | 120.9 | 87.7 | 109.3 | 84.4 | 121.4 | 116.6 | 100.9 | 134.5 | 0 | 133.1 | 104.63 |

4.6 IZAJE Y TOLERANCIA

Se refiere exclusivamente al izaje de mineral de la zona III a la tolva ubicado en el nivel 28.

4.6.1 IZAJE

El pique se emplea para izar el mineral de la zona III del nivel 10 a la tolva ubicada en el nivel 28, es decir a una altura de 220 metros para el carguío de los baldes, la estación de descarga se encuentra en el nivel 10.

El sistema de izaje está formado por un winche accionado, por un motor de 600 H.P y 500 R.P.M.

El equipo manipulea dos skip (baldes) que tienen un peso propio de 5,869 kgs. y una carga útil de 6,180 Kgs. cada uno, sujetos por cable de torones planos triangulares de 1 1/2" Ø.

La velocidad de desplazamiento es de 1,150 pies/min.

La estructura del castillo son de vigas y canales de acero, íntegramente empernados que soportan la polea de cabeza. El pique está constituido y revestido de concreto armado en toda su extensión.

En la zona de carga, ubicada en el fondo del pique, se cuenta con dos compuertas de descarga, una para skip,

accionadas por pistones neumáticos .

La limpieza y el drenaje del pique se realiza en el nivel cero.

El ciclo promedio de izaje es de 1.3 minutos.

4.6.2 TRACCION

En el nivel 10 se cuenta con 3 locomotoras diesel de 25 Toneladas. Dos de marca Plymouth, con motor de 150 HP., que están en operación y una locomotora está de reserva marca Diema también de 150 HP.

Los carros son del tipo Granby de capacidad de 20 toneladas, y volteo lateral, con el cual se forman dos convoyes de 6 carros cada uno, jalado por una locomotora.

Actualmente se traslada el mineral correspondiente a dos tolvas (chutes), que son alimentadas por los tajeos de los niveles 19 y 10. Para una distancia ponderada de 1.56 Kms. y una velocidad promedio de 172 mts/min., se tiene un ciclo de 26 minutos.

4.6.3 EFICIENCIA DE TRACCION E IZAJE

En el sistema actual de Izaje tenemos

a) Demoras en la wincha :

DISTRIBUCION DE HORAS POR DIA

| | HORAS | % |
|-----------------------------------|-------|--------|
| Horas Programadas por Día | 24.00 | 100.00 |
| Horas de Jale Mineral | 8.80 | 36.7 |
| Reparación de Ingeniería | 4.03 | 16.8 |
| Reparación Mecánica - Eléctrica | 2.13 | 8.9 |
| Parado por Falta Mineral | 2.81 | 11.7 |
| Demora por Traslado del Panelista | 2.96 | 12.3 |
| Refrigerio | 1.50 | 6.2 |
| Inspección de Seguridad | 1.00 | 4.2 |
| Otras Demoras | .64 | 2.7 |
| Desatracar Chute | .13 | .5 |

DISTRIBUCION DE TIEMPOS

| | HORAS | % |
|-----------------------------------|-------|------|
| TIEMPO PRODUCTIVO | 8.80 | 36.7 |
| TIEMPO IMPRODUCTIVO | | |
| EVITABLE | | |
| - Reparación Ingeniería | 4.03 | 16.8 |
| - Reparación Mecánico - Eléctrica | 2.13 | 8.9 |
| - Parado por Falta de Mineral | 2.81 | 11.7 |
| - Demoras Operativas | .13 | .5 |
| INEVITABLE | | |
| - Demoras por Traslados | 2.96 | 12.3 |
| - Inspección de Seguridad | 1.00 | 4.2 |
| - Otras Demoras | .64 | 2.7 |
| TOLERANCIAS | 1.50 | 6.2 |
| Total Horas programadas | | |

b) Ciclo de la wincha

Tenemos :

| | | | |
|------------------------------|---|--------|---------|
| - Ciclo promedio izaje | = | 1.3 | minutos |
| - Ciclo/hora | = | 46.0 | ciclos |
| - Capacidad skip | = | 6.18 | TMS |
| - Horas netas trabajadas/dia | = | 8.80 | Horas |
| - Produccion horaria | = | 2.95 | TMS/HR |
| - Produccion diaria | = | 2,500 | TMS/HR |
| - Produccion mensual | = | 75,000 | TMS |

EFICIENCIA TRACCION - IZAJE

| AÑO | TMS | TAREAS IZAJE | Eficiencia Izaje tms/tarea | TAREAS TRACCION | Eficiencia Tracción tms/tarea |
|------|--------|-----------------|----------------------------------|--------------------|-------------------------------------|
| 1986 | 71,972 | 274 | 263 | 246 | 293 |
| 1987 | 83,970 | 261 | 322 | 262 | 320 |
| 1988 | 68,800 | 254 | 270 | 258 | 267 |

| PRODUCCION (TMS) | PRODUCCION DIARIA ZONA IJJ (TMS) | CAPACIDAD HORARIA DE LA WINCHA (TMS/HR) | HORAS NETA/DIA WINCHA | VARIACION CON RESPECTO A LAS HRS NETAS |
|--|---|--|-----------------------------|--|
| Producción promedio Actual (TMS) | 2,500 | 284 | 8.8 | |
| Producción Estimada Propuesta | 3,170 | 284 | 11.2 | 2.4 |
| Producción Estimada Propuesta | 3,920 | 284 | 13.8 | 5.0 |
| Producción Estimada Propuesta | 4,880 | 284 | 17.2 | 8.4 |

4.6.4 COSTOS DE IZAJE Y TRACCION

| AÑO | T.M. | IZAJE Y WINCHA | | TRACCION | |
|------|--------|----------------|-------|----------|------|
| | | J | I/TM | J | I/TM |
| 1986 | 71,972 | 354.8 | 4.92 | 194.5 | 2.70 |
| 1987 | 83,970 | 523.1 | 6.22 | 553.7 | 6.59 |
| 1988 | 68,800 | 814.3 | 11.83 | 436.7 | 6.34 |

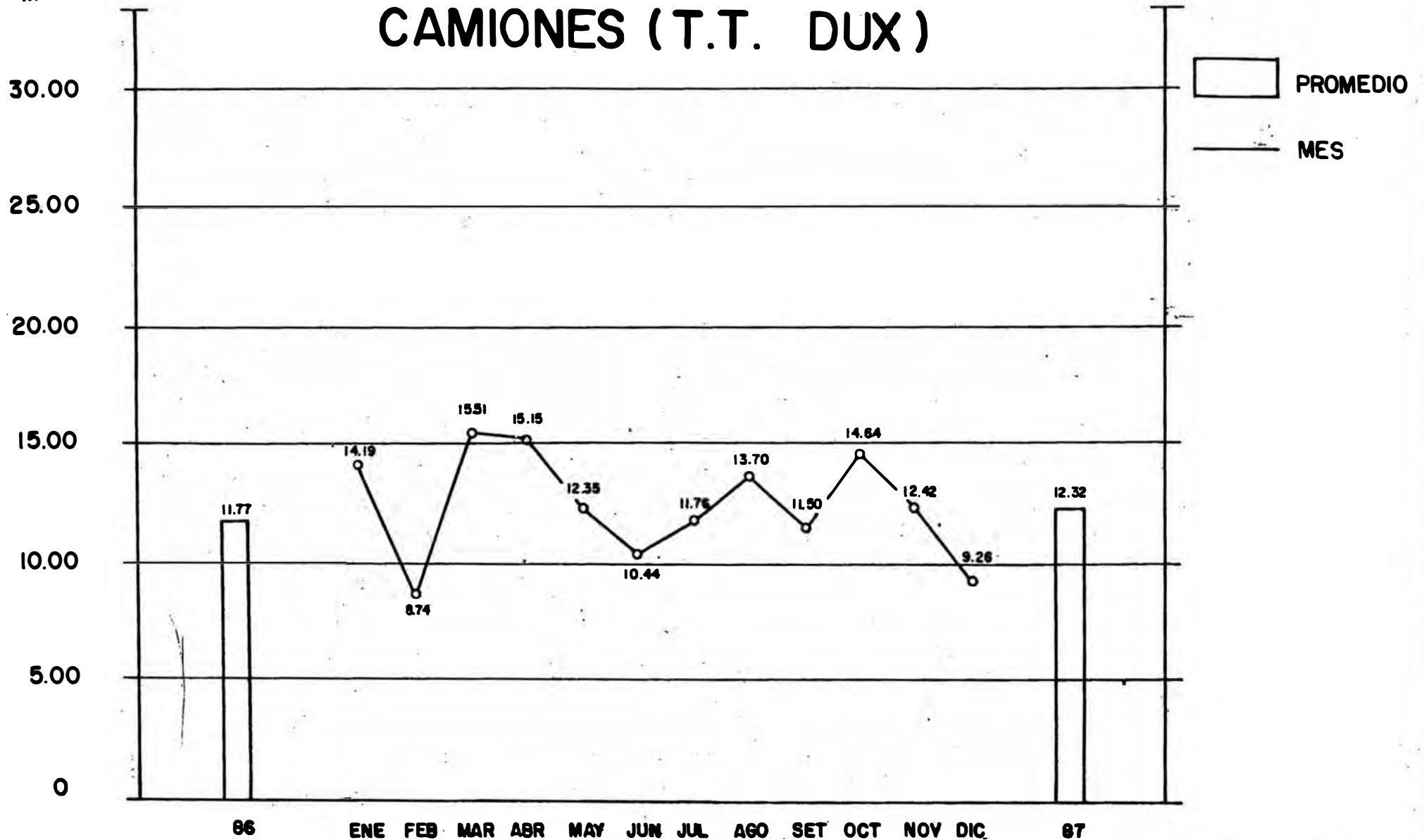
4.6.5 DISPONIBILIDAD DE IZAJE Y TRACCION

| AÑO | HORAS IZAJE MES | SKIP | | TM | TM/HORA | TM SKIP |
|------|-----------------------|--------|------|--------|---------|------------|
| | | MES | HORA | | | |
| 1986 | 320.7 | 14,630 | 45 | 71,972 | 224 | 5.00 |
| 1987 | 288.9 | 13,800 | 48 | 83,970 | 290.6 | 6.05 |
| 1988 | 242.4 | 11,802 | 45 | 68,800 | 283.8 | 6.3 |

| ROMPE - BANCO | AÑO : 1987 | AÑO : 1988 |
|------------------------------|------------|------------|
| % DISPONIBILIDAD MECANICA | 73 | 53 |
| % UTILIZACION | 65 | 52 |
| RENDIMIENTO TM/HR | 20.40 | 24.55 |

EFICIENCIA DE EQUIPOS DE MINA CAMIONES (T.T. DUX)

M³/HR



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA

ANALISIS TECNICO - ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
CAMIONES (T.T. y DUX)

Dibujo:

A. Yehuan V.

Fecha:

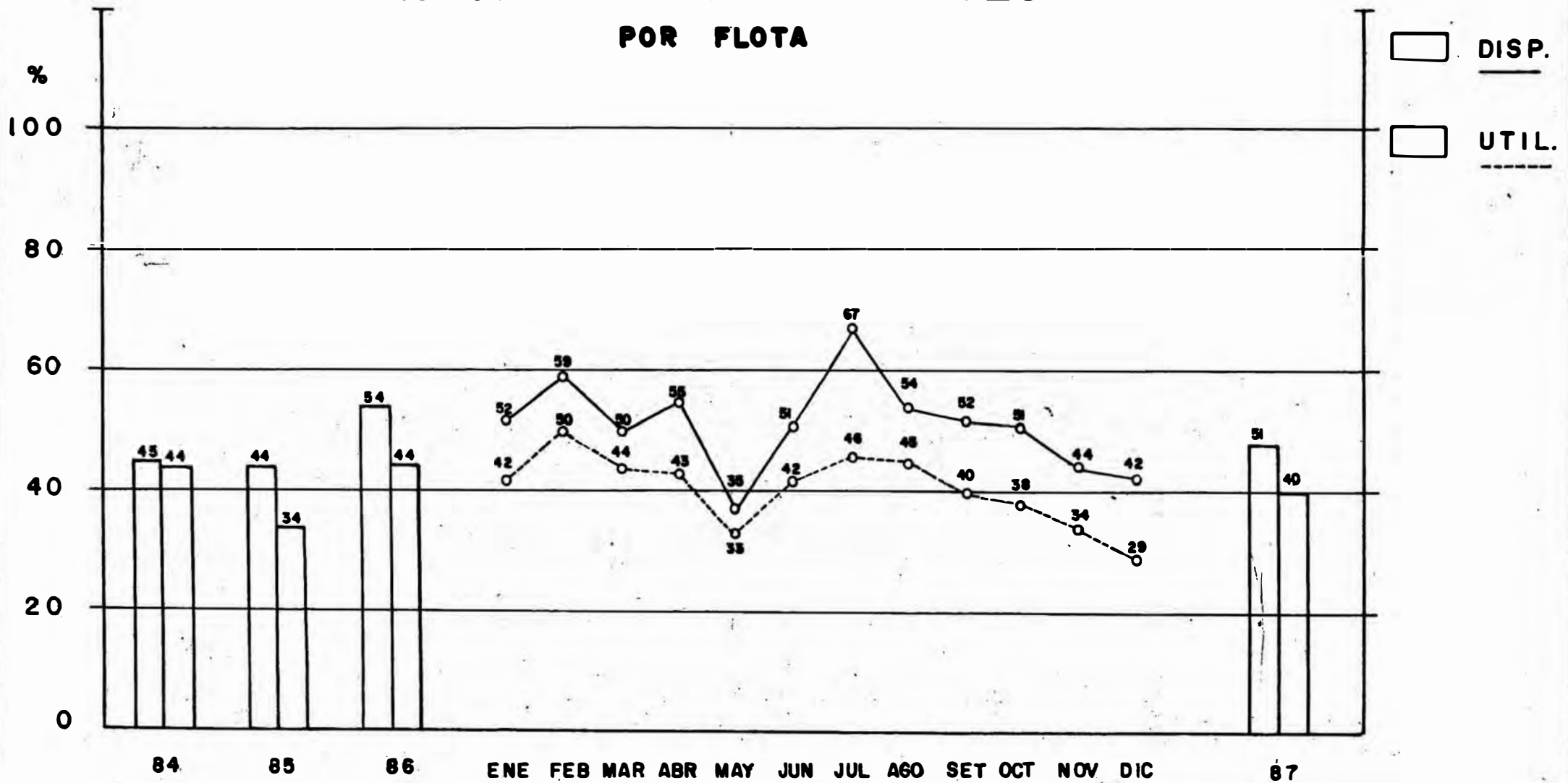
Noviembre 90

Escala:

N°:

GRAFICO DISPONIBILIDAD - UTILIZACION % CAMIONES MTT- 420

POR FLOTA



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA

ANALISIS TECNICO- ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
% CAMIONES MTT - 420

Dibujo:
A. Yehene V.

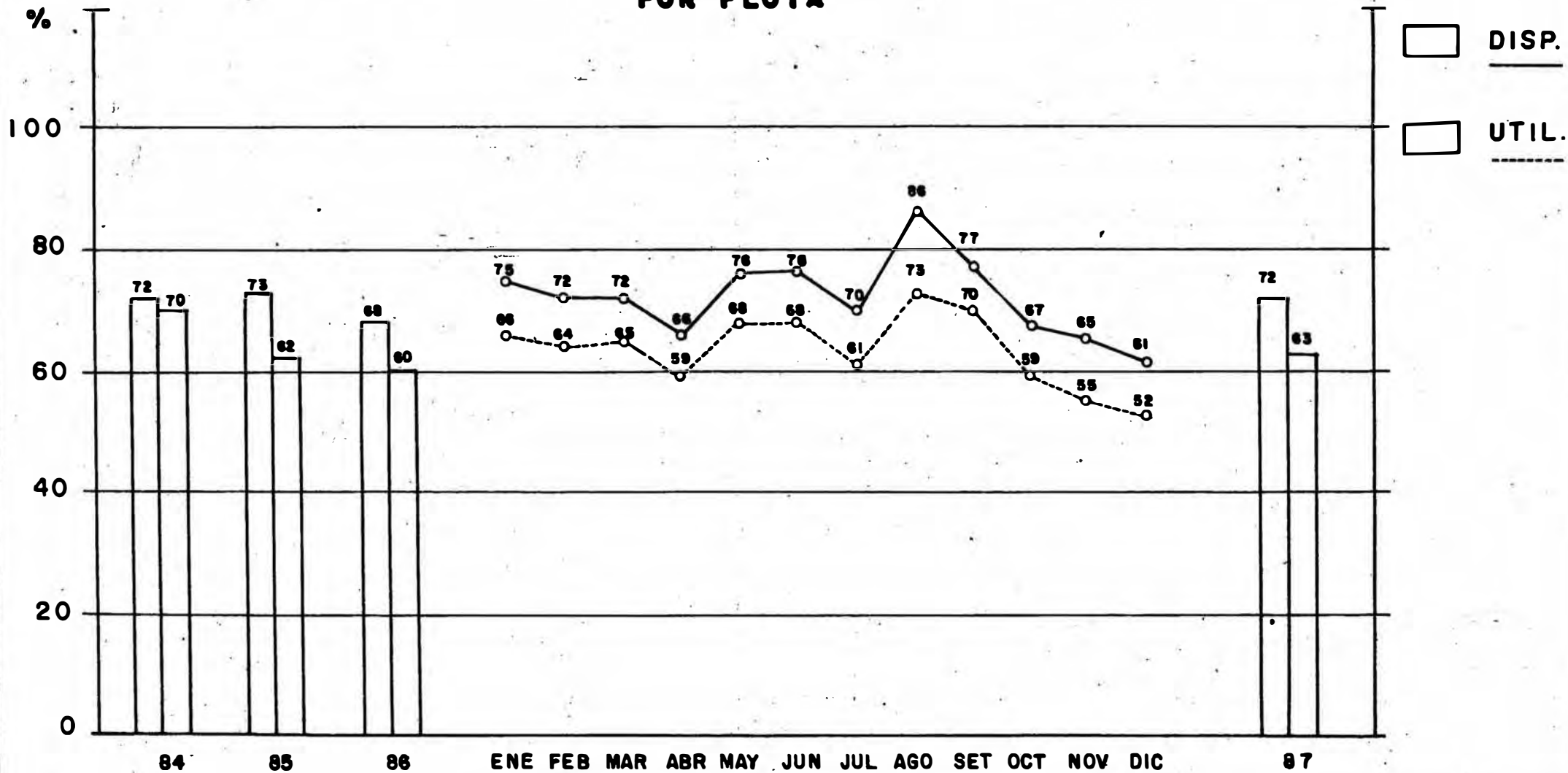
Fecha:
Noviembre 80

Escala:

Nº:

GRAFICO DISPONIBILIDAD - UTILIZACION % SCOOPTRAM ST - 13

POR FLOTA



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA

% SCOOPTRAM ST-30

Dibajo:
A. Yohanes V.

Fecha:
Noviembre 80

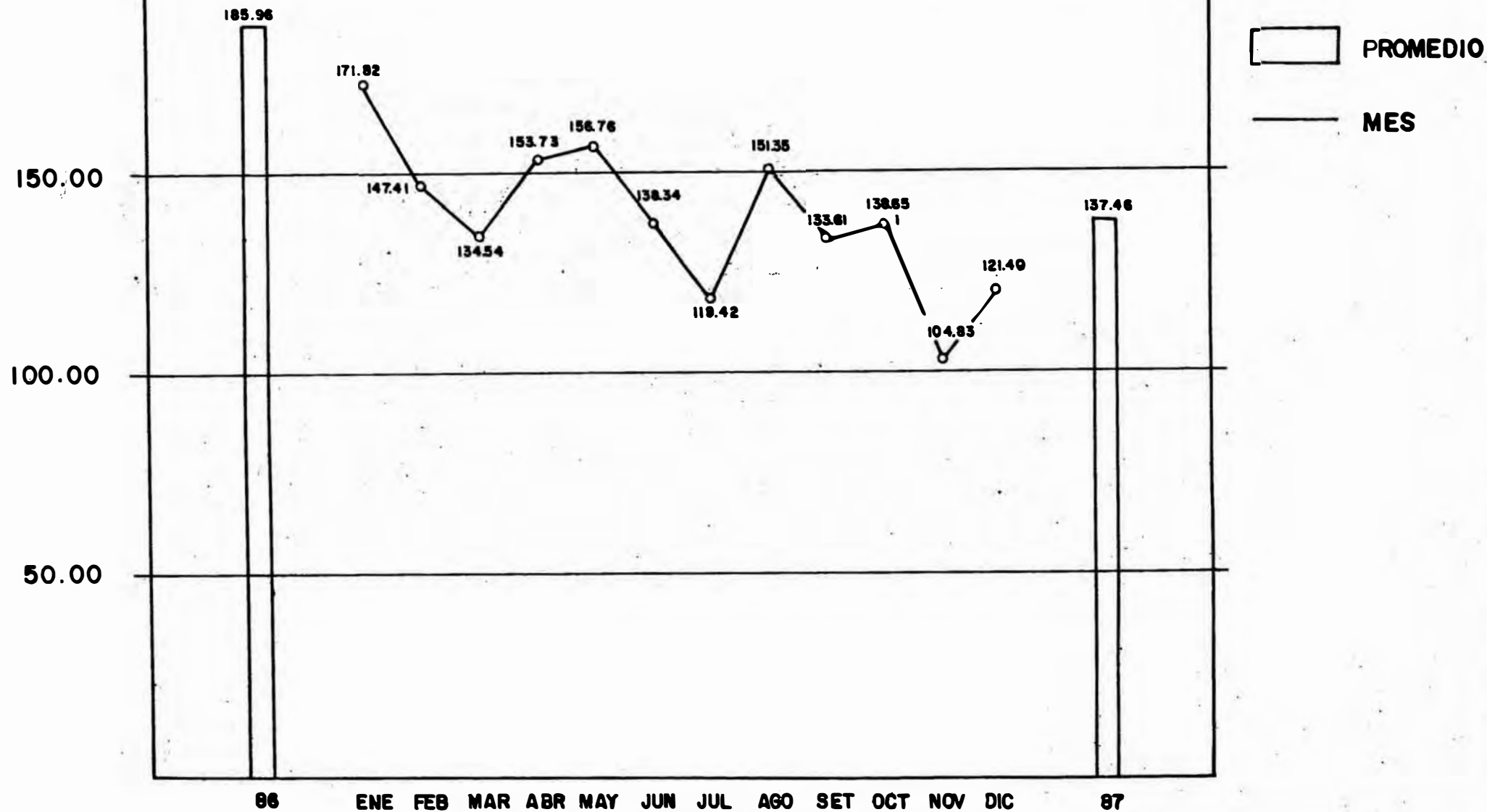
Ese.

Nº:

EFICIENCIA DE EQUIPOS DE MINA

LOCOMOTORAS ELECTRICAS

TM/HR.
200.00



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA

ANALISIS TECNICO - ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
LOCOMOTORAS ELECTRICAS

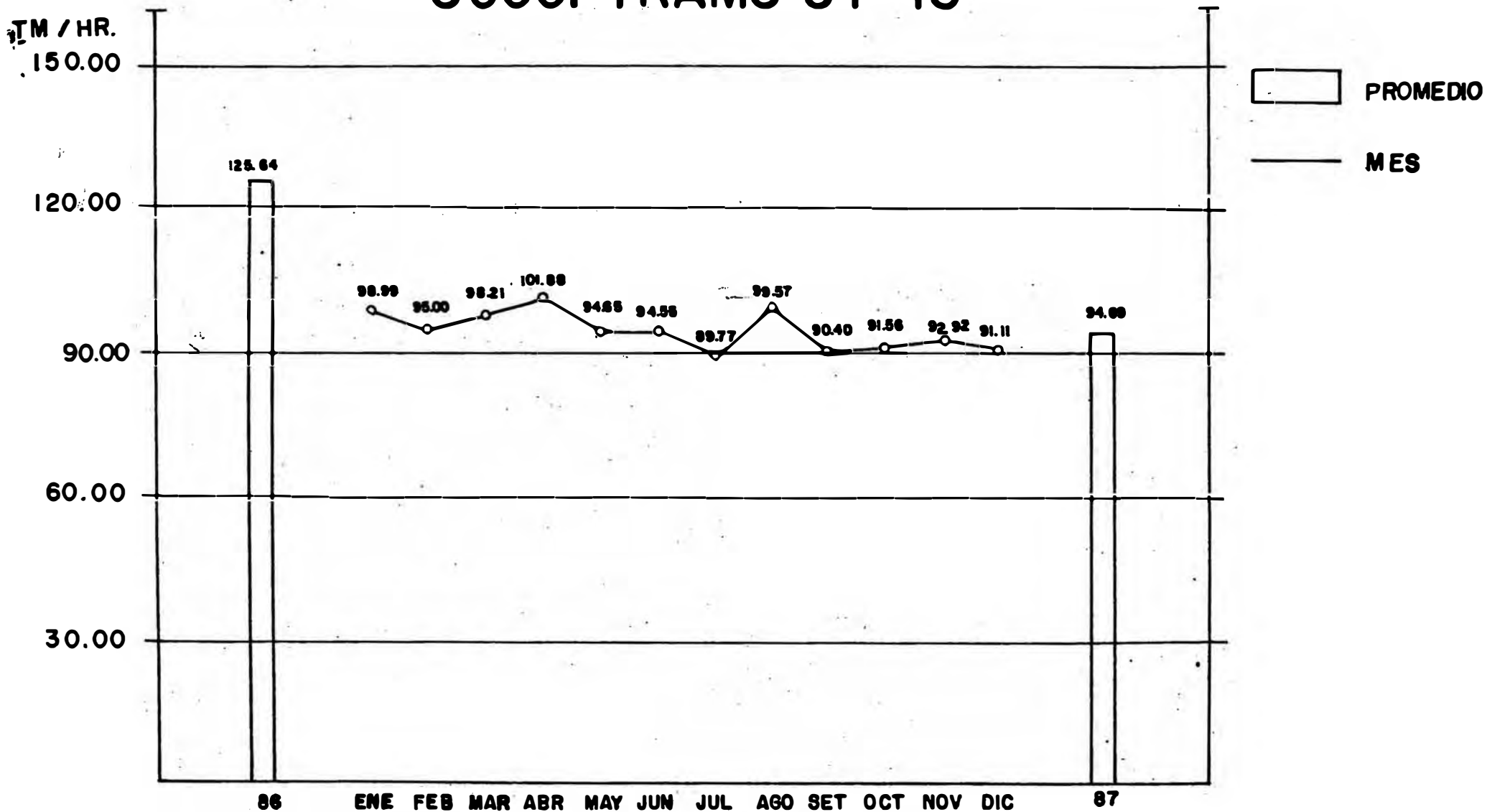
Dibujo :
A. Yehuan V.

Fecha:
Noviembre 89

Esc.

Nº:

EFICIENCIA DE EQUIPOS DE MINA SCOOPTRAMS ST-13



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LAMINA COBRIZA
SCOOPTRAMS ST-30

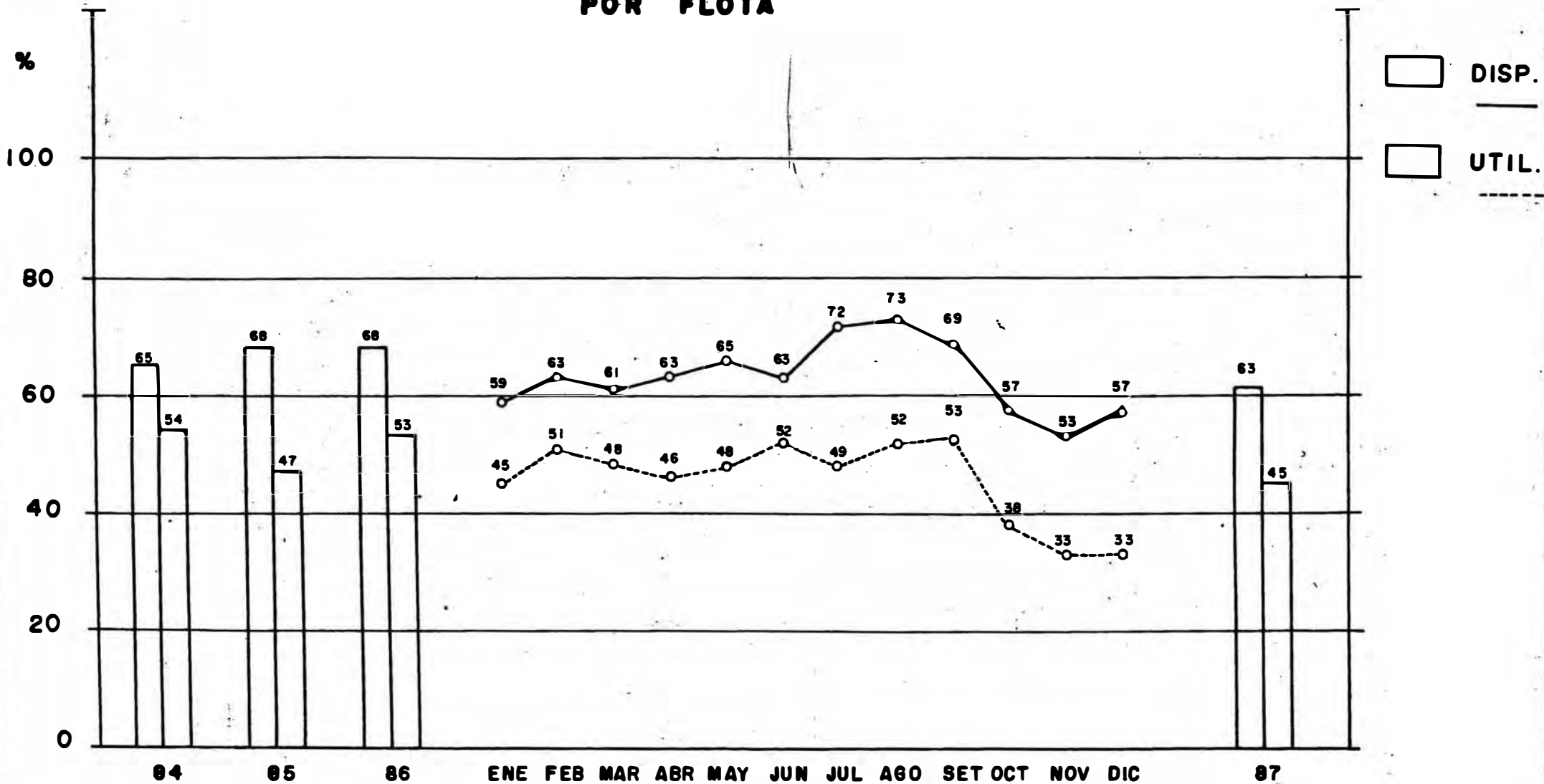
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA

Dibajo :
A. Yabucoa V.

Fecha:
Noviembre 90

Esp. N°:

GRAFICO DISPONIBILIDAD - UTILIZACION % JUMBOS HIDRAULICOS POR FLOTA



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
% JUMBOS HIDRAULICOS

Dibajo:
A. Yahuena V.

Fecha:
Noviembre 90

Esc.:

N°:

EFICIENCIA DE EQUIPOS DE MINA JUMBOS

MTS/HR

60.00

50.00

40.00

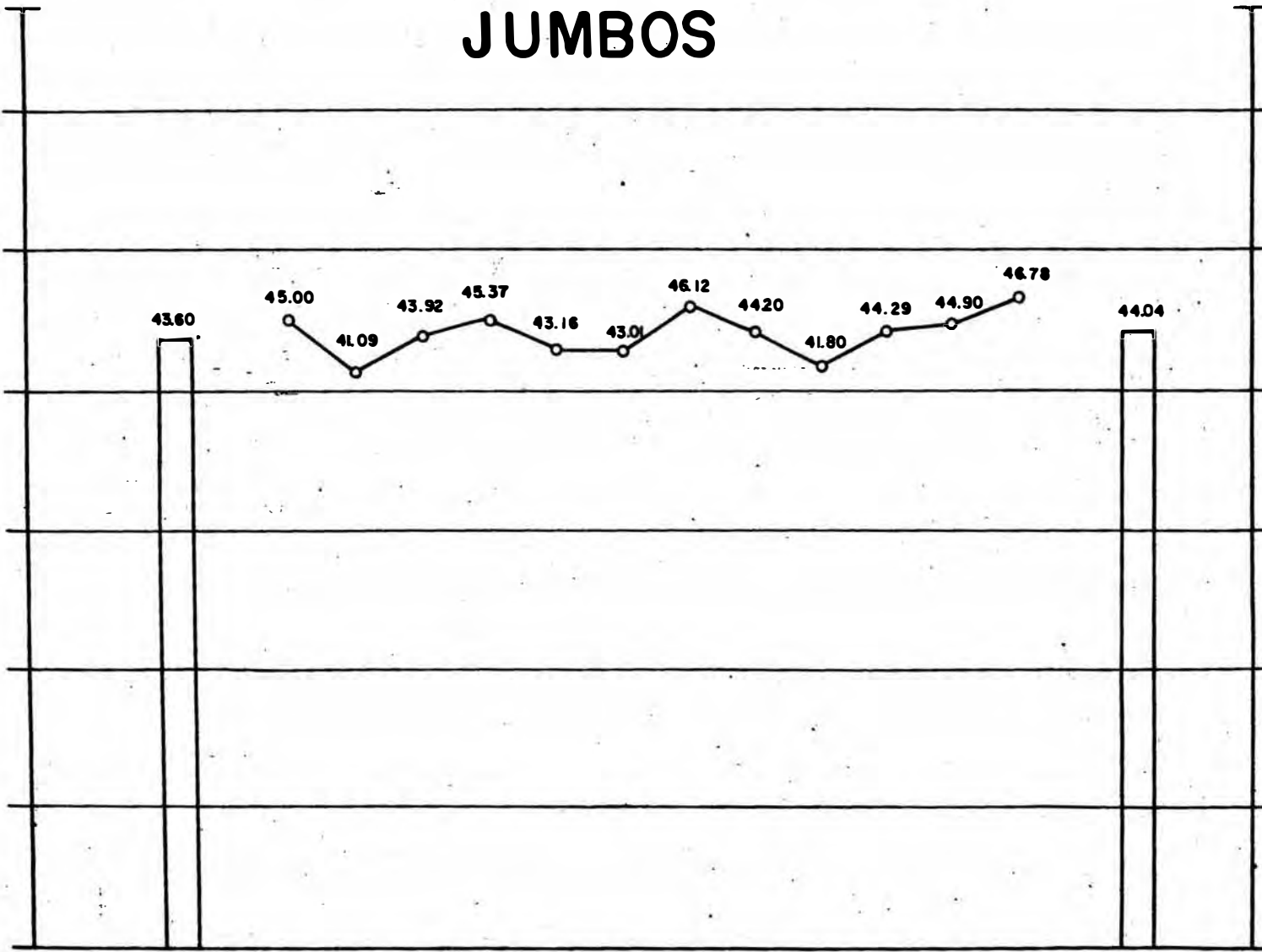
30.00

20.00

10.00

0

PROMEDIO
 MES



86

ENE FEB MAR ABR MAY JUN JUL AGO SET OCT NOV DIC

87

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA

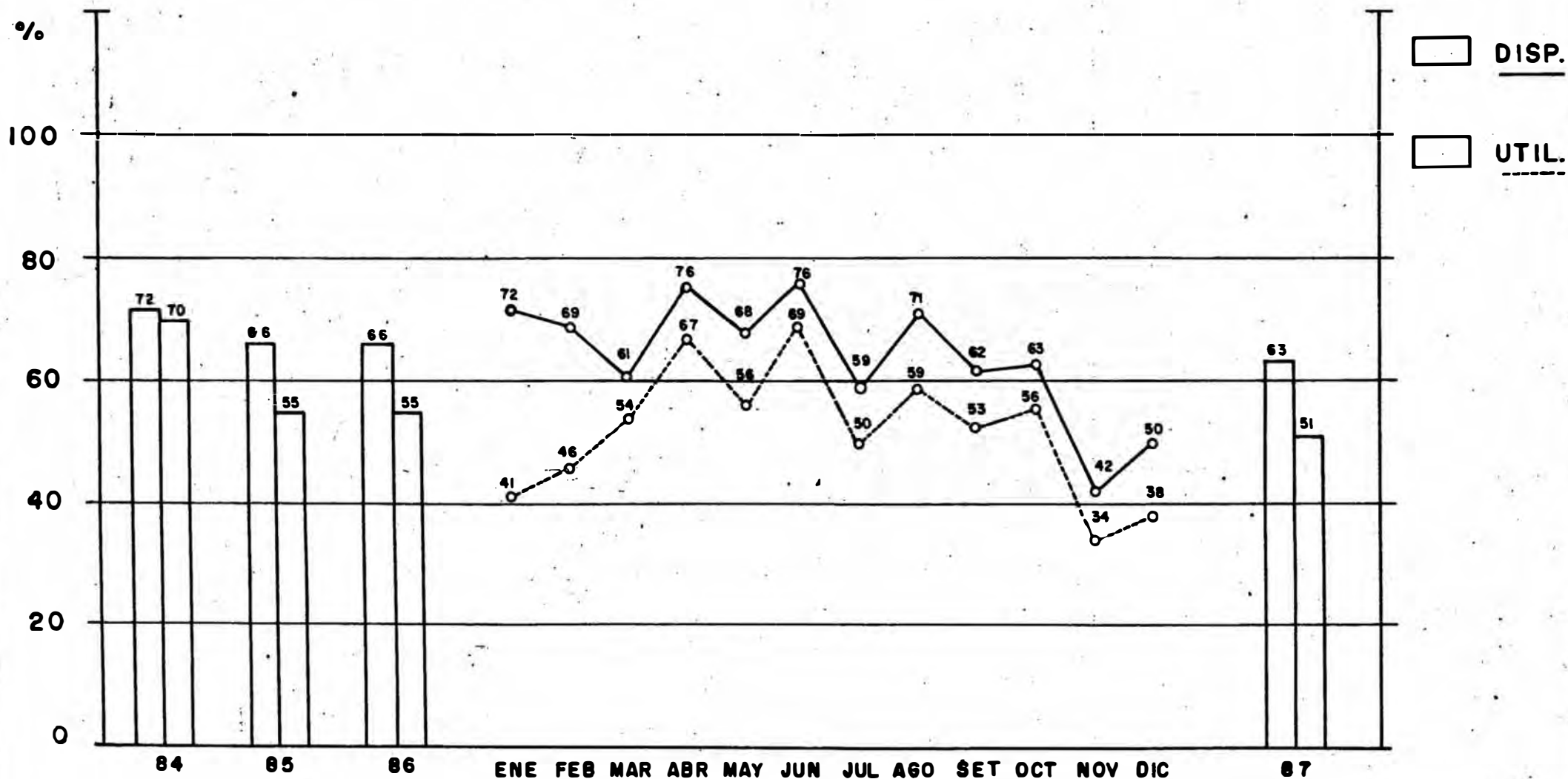
ANÁLISIS TÉCNICO-ECONÓMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA JUMBOS

Dibaja:
A. Yachana V.

Fecha:
Noviembre 90

Eje.:

GRAFICO DISPONIBILIDAD - UTILIZACION % CAMIONES DUX - DT - 30 POR FLOTA



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA

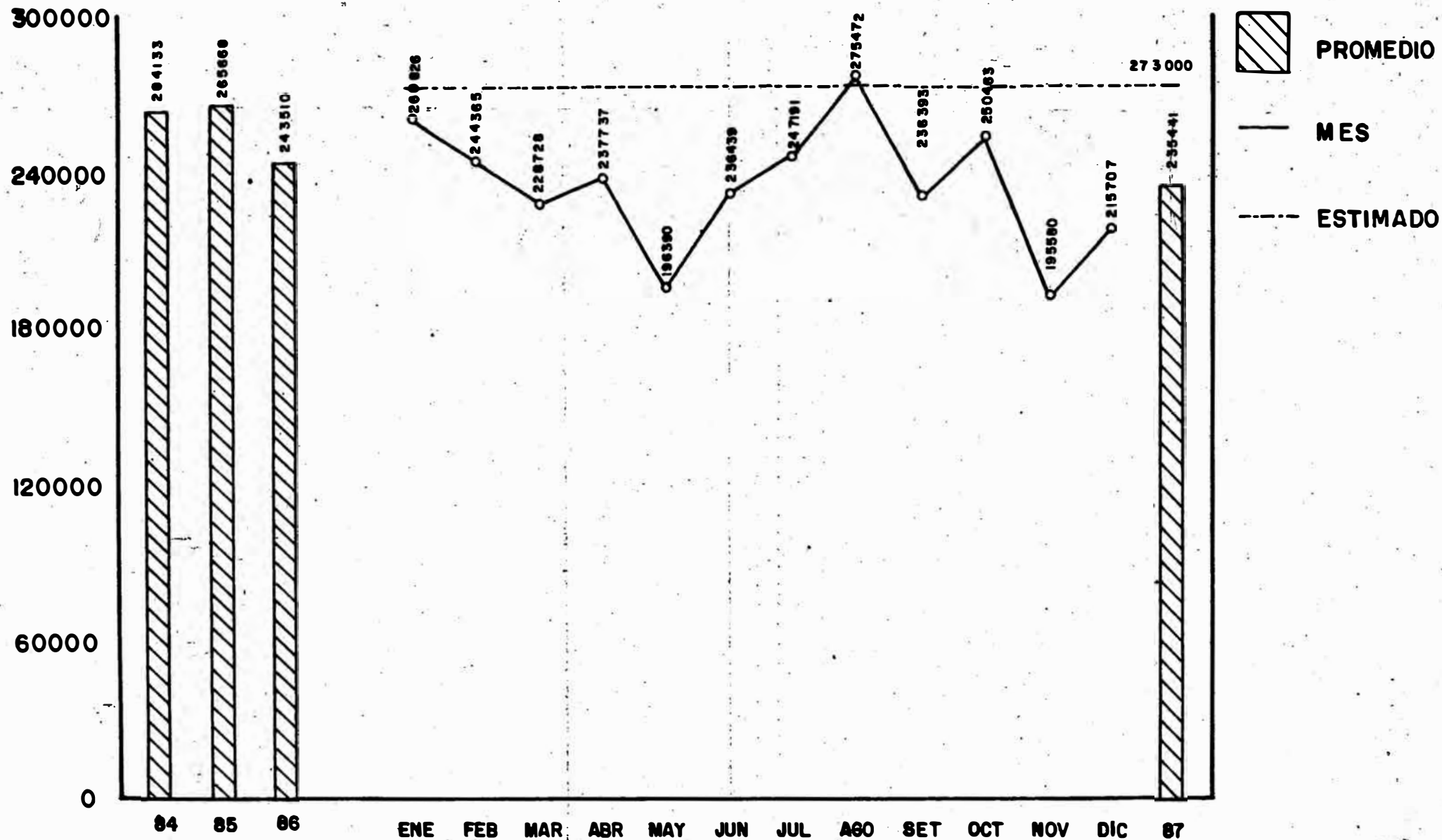
ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
% CAMIONES DUX - DT - 30

Dibujo:
A. Vohanes V.

Fecha:
Noviembre 80

Esc.:
-

GRAFICO DE PRODUCCION DE MINERAL T.M.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LAS OPERACIONES EN LA MINA COBRIZA
 GRAFICO DE PRODUCCION MINERAL T.M.

Dibujo: A. Yohanna V.

Fecha: Noviembre 90

Esc.:

Nº: