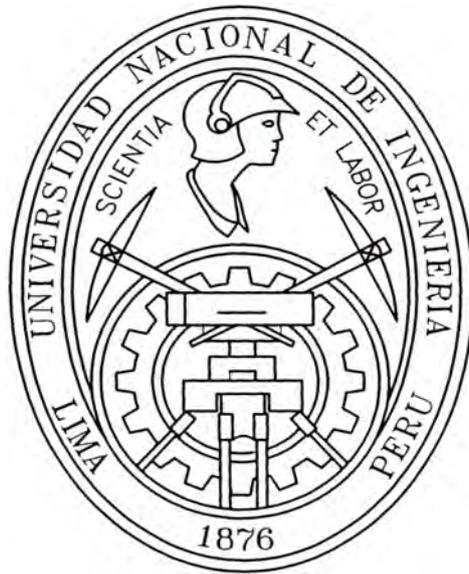


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Civil



**PLANIFICACIÓN, ORGANIZACIÓN, DIRECCIÓN Y CONTROL EN
LA CONSTRUCCIÓN DE TÚNELES**

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

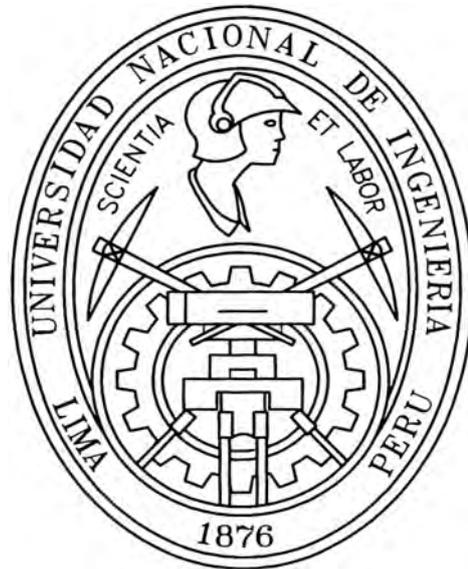
Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO CIVIL

PAUL MICHAEL RUIDIAS ALARCÓN

Lima- Perú

2007



PLANIFICACIÓN, ORGANIZACIÓN, DIRECCIÓN Y CONTROL EN LA CONSTRUCCIÓN DE TÚNELES

Lima- Perú

2007

ÍNDICE

	PAGINA
RESUMEN	4
LISTA DE CUADROS	6
LISTA DE FIGURAS	8
INTRODUCCIÓN	9
CAPÍTULO I – INFORMACIÓN GENERAL	
1.0.- Información General	12
1.1.- Descripción y alcances	12
1.2.- Datos del contrato	20
1.3.- Plazo real de ejecución y cronograma general del proyecto	21
1.4.- Alcances y definiciones de tipos de roca	23
1.5.- Tipos de sostenimiento	25
1.6.- Sostenimiento realmente colocado, independiente de lo estipulado en la Tabla de clasificación de rocas y sostenimientos recomendados por CMBSAA	52
1.7.- Rampas positivas y negativas en interior mina	53
1.8.- Sistemas de excavación subterránea	54
1.8.1.- Sistema Decauville	54
1.8.2.- Sistema Trackless	55
1.9.- Indicadores de túneles en obras civiles vs. Rampas en mina	57
CAPÍTULO II – METRADOS Y PRESUPUESTO	
2.0.- Metrados y presupuesto	60
2.1.- Metrado inicial y final	60
2.2.- Cambios en la meta física (final)	61
2.3.- Esquema general de Presupuesto y Precios Unitarios	66
CAPITULO III – GESTIÓN DE CAMPO	
3.0.- Gestión de campo	75
3.1.- Mano de obra	75
3.1.1.- Turno típico para Frente simple	75
3.1.2.- Turno típico para Frente doble	77
3.1.3.- Turno típico para Frente triple	78
3.1.4.- Mayor cantidad de personal en Orcopampa2 vs. Orcopampa1	81
3.1.5.- Rendimientos en sostenimiento	82
3.1.6.- Indicadores de los Elementos de seguridad	83

3.2.- Indicadores en materiales	83
3.2.1.- Explosivos y accesorios de voladura	83
3.2.2.- Indicadores de materiales diversos	86
3.2.3.- Indicadores de consumo de accesorios seccionados de perforación	88
3.3.- Indicadores de equipos	89
3.3.1.- Velocidades de transporte y perforación de Jumbo	90
3.3.2.- Velocidades de perforación de Perforadoras manuales	91
3.3.3.- Velocidades de carguío, transporte y otros en Scoops	92
3.3.4.- Velocidades de transporte en Volquetes	93
3.3.5.- Velocidades de transporte en Dumpers	94
3.4.- Indicadores en instalaciones	95
3.4.1.- Indicadores en instalaciones provisionales	95
3.4.2.- Diseño típico de ventana de acumulación y carguío	96
3.5.- Datos adicionales	97
3.5.1.- Mallas de perforación	97
3.5.2.- Eficiencia de disparo	99
3.5.3.- Indicadores de sostenimiento / ml de túnel para cada tipo de roca	100
CAPITULO IV – NUEVOS PROCESOS CONSTRUCTIVOS	
4.0.- Nuevos procesos constructivos	102
4.1.- Uso de voladura de contorno	102
4.2.- Uso de tacos con detritos	104
4.3.- Esquemas de bombeo de agua en Rampa Mario Negativa	106
4.4.- Impermeabilización en Rampa Mario Negativa	108
4.5.- Control de agua de perforación y filtración	120
4.6.- Perforación de la rampa	122
4.6.1.- Uso de faneles blancos	122
4.6.2.- Importancia de un buen “recorte” en el resultado económico y de seguridad	122
4.6.3.- Recomendaciones importantes	124
4.7.- Excavación en roca tipo V (Zonas falladas-material coluvial)	128
4.8.- Uso de Marchavantis	129
4.9.- Superación de derrumbes	131
CAPITULO V – GESTIÓN EN EQUIPOS, SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE	
5.0.- Gestión en equipos, seguridad y medio ambiente	136
5.1.- Gestión en Equipos	136
5.1.1.- Características técnicas de equipos utilizados en el proyecto	136

5.1.2.- Modificación de los equipos para su uso en mina	136
5.2.- Gestión en Seguridad y Medio ambiente	143
5.2.1.- Indicadores en la gestión	143
5.2.2.- Acciones importantes	145
5.2.3.- Normas legales	146
5.2.4.- Identificación de peligros y Evaluación de riesgos – IPER	148
5.2.5.- Análisis de trabajo seguro	148
5.2.6.- Capacitación	149
5.2.7.- Procedimientos	149
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	152
BIBLIOGRAFÍA	161
PLANOS	

RESUMEN

La construcción de túneles es una ciencia y un arte en la ingeniería civil, no muy común, y que tiene sus lineamientos generales. Para desarrollar una técnica "tunelera" que pueda servir, y ser aplicada, en los distintos casos donde puede estar ubicado tal tipo de construcción, es necesario contar con una combinación de técnica, experiencia, criterio y habilidad "no convencional"; justamente esos elementos son el objetivo del presente Trabajo.

Este Trabajo nace como una necesidad de plasmar, lo que muchas veces se aplica, y esquematizar en los puntos importantes de desarrollo en los proyectos (Planificación, organización, dirección y control) las técnicas tuneleras, se mostrarán lineamientos generales y aplicados en las diferentes excavaciones.

Una buena administración de proyectos requiere planeación, organización, dirección y control cuidadosas de muchas actividades interrelacionadas. Al principiar la década de 1950 se desarrollaron procedimientos formales basados en uso de redes y de las técnicas de redes para ayudar en estas tareas. Entre los procedimientos más sobresalientes se encuentran el PERT (técnica de evaluación y revisión de programas) y el CPM (método de la ruta crítica). Aunque originalmente los sistemas se aplicaron para evaluar la programación de un proyecto de investigación y desarrollo, también se usan para controlar el avance de otros tipos de proyecto especiales. Como ejemplos se pueden citar programas de construcción, la programación de computadoras, la preparación de propuestas y presupuestos, la planeación del mantenimiento y la instalación de sistemas de cómputo, este tipo de técnica se ha venido aplicando aun a la producción de películas, a las compañías políticas y a operaciones quirúrgicas complejas.

Se puede esquematizar todo el proceso de administración de un proyecto de la siguiente manera:



El objetivo general es poder retro-alimentar cada proceso en la cadena de producción con las experiencias durante el que-hacer. Planificando, recopilando la información y procesándola de una manera lógica que se ajuste al tipo de proyecto; Organizando, poniendo orden para la correcta ejecución de las tareas, así como una designación adecuada de responsabilidades; Dirigiendo, gestionando y sabiendo orientar los esfuerzos para cumplir con lo planificado; y Controlando, midiendo y mejorando las actividades del trabajo, marcando el lineamiento y garantizando que el costo, plazo y contrato no sobrepasen los límites analizados antes de empezar el proyecto.

Este tipo de gestión se aplica en tunelería, determinando entre muchas cosas, la probabilidad de cumplir con fechas de entrega específicas, identificando aquellas actividades que son más probables que se conviertan en cuellos de botella, y por ende, en que puntos debe hacerse el mayor esfuerzo para no tener retrasos, evaluando el efecto de los cambios del programa, valorando el efecto de un posible cambio en la asignación de recursos de las actividades, entre otras.

Todos estos principios han sido aplicados en los proyectos tuneleros, motivo del presente Trabajo: Profundización Mina Orcopampa 1 y Profundización Mina Orcopampa 2; ambos desarrollados en Mina Orcopampa, ubicados en el departamento de Arequipa, a 3,800 m.s.n.s.m. aproximadamente.

Este Trabajo pretende cubrir los siguientes objetivos:

-  Identificar y Desarrollar los lineamientos de las técnicas tuneleras.
-  Proporcionar datos, conclusiones y recomendaciones necesarios para reforzar el conocimiento en construcción de túneles.
-  Despertar en el lector el interés en el conocimiento de este tema.

Como mensaje final del autor: "El Perú necesita de nosotros, no seamos ingratos con la tierra que nos acogió, saquemos adelante a este país."

LISTA DE CUADROS

Cuadro N° 1:	Variaciones en los metrados de excavación Orcopampa 1
Cuadro N° 2:	Variaciones en los metrados de excavación Orcopampa 2
Cuadro N° 3:	Valoración de roca RMR
Cuadro N° 4:	Clasificación de roca RMR
Cuadro N° 5:	Clasificación del comportamiento de pernos usuales
Cuadro N° 6:	Ciclo de aplicación de Shotcrete
Cuadro N° 7:	Ciclo de colocación de Mallas y Split set
Cuadro N° 8:	Indicador de duración
Cuadro N° 9:	Carga específica (Kg/m ³)
Cuadro N° 10:	Detalle de materiales consumidos
Cuadro N° 11:	Vida útil varillaje
Cuadro N° 12:	Relación de equipos
Cuadro N° 13:	Ciclo de perforación de malla para voladura
Cuadro N° 14:	Ciclo de perforación de malla para voladura
Cuadro N° 15:	Características técnicas de los dos equipos
Cuadro N° 16:	Ciclo de eliminación de material desde el frontón hacia ventanas de carguío
Cuadro N° 17:	Ciclo de eliminación de material: scoop - volquete, desde nicho hacia botadero
Cuadro N° 18:	Ciclo de eliminación de material: scoop - dumper, desde nicho hacia botadero
Cuadro N° 19:	Materiales empleados en las instalaciones provisionales
Cuadro N° 20:	Profundización de taladro
Cuadro N° 21:	Malla de Voladura para Roca III-A
Cuadro N° 22:	Malla de Voladura para Roca III-B
Cuadro N° 23:	Malla de Voladura para Roca IV-A
Cuadro N° 24:	Malla de Voladura para Roca IV-B
Cuadro N° 25:	Malla de Voladura para Roca V
Cuadro N° 26:	Malla de Voladura para Roca III-B
Cuadro N° 27:	Eficiencias de disparo
Cuadro N° 28:	Indicadores de sostenimiento por ml de túnel para cada tipo de roca
Cuadro N° 29:	Carga por metro lineal en voladura de Contorno por Tipos de Roca
Cuadro N° 30:	Resumen Informe Técnico EXSA
Cuadro N° 31:	Relación y características técnicas de los equipos mayores en obra
Cuadro N° 32:	Relación y características técnicas de los equipos menores en obra
Cuadro N° 33:	Normas Legales
Cuadro N° 34:	Principales Procedimientos aplicados en obra

LISTA DE FIGURAS

Figura N° 1:	Vista de la boca-mina en Rampa Mario Negativa
Figura N° 2:	Ubicación de la zona del proyecto
Figura N° 3:	Cronograma Contractual – Orcopampa 1
Figura N° 4:	Cronograma Real – Orcopampa 1
Figura N° 5:	Cronograma Contractual – Orcopampa2
Figura N° 6:	Cronograma Real – Orcopampa2
Figura N° 7:	Perno de anclaje típico
Figura N° 8:	Tipos de placas de reparto
Figura N° 9:	Anclaje mecánico típico
Figura N° 10:	Split set típico
Figura N° 11:	Swellex típico
Figura N° 12:	Gráfico con resultados de Sillborg
Figura N° 13:	Aplicación de shotcrete
Figura N° 14:	Tipos de calibradores
Figura N° 15:	Diagrama de una bandeja para muestreo
Figura N° 16:	Vista durante la instalación de cimbra
Figura N° 17:	Sistema Decauville
Figura N° 18:	Sistema Decauville (2)
Figura N° 19:	Sistema Trackless
Figura N° 20:	Selección de equipos de excavación.
Figura N° 21:	Cambio de trazo por gran presencia de agua
Figura N° 22:	Esquema de obra según contrato – Orcopampa 1
Figura N° 23:	Esquema real de obra – Orcopampa 1
Figura N° 24:	Esquema de obra según contrato – Orcopampa 2
Figura N° 25:	Esquema real de obra – Orcopampa 2
Figura N° 26:	Análisis unitarios de Trabajos generales
Figura N° 27:	Análisis unitarios de Excavación y Sostenimiento
Figura N° 28:	Esquema de cuneta
Figura N° 29:	Esquema de cuneta – zona cimbras
Figura N° 30:	Jumbo de 2 brazos
Figura N° 31:	Vista de una perforadora manual tipo “jack leg”
Figura N° 32:	Scooptram ST-3.5 Wagner
Figura N° 33:	Volquete 1718A/42, Mercedes Benz.

Figura N° 34:	Dumper MT – 420 B, Wagner.
Figura N° 35:	Planta típica de ventana
Figura N° 36:	Corte típico de ventana
Figura N° 37:	Carga de Voladura de Contorno
Figura N° 38:	Esquema de Tratamiento de filtraciones
Figura N° 39:	Esquema de sangría
Figura N° 40:	Esquema en uso de marchavantis
Figura N° 41:	Esquema en uso de spilling bars
Figura N° 42:	Esquema en superación de derrumbes
Figura N° 43:	Esquema en superación de derrumbes (cont.)
Figura N° 44:	Esquema en superación de derrumbes (cont.)
Figura N° 45:	Vista del camión elevador
Figura N° 46:	Plano de Volquete Mercedes Benz
Figura N° 47:	La seguridad dentro y fuera del túnel
Figura N° 48:	La seguridad dentro y fuera del túnel

INTRODUCCIÓN

En el presente trabajo titulado “Planificación, Organización, Dirección y Control en la Construcción de Túneles” se realizará un desarrollo completo de las técnicas tuneleras, enfocado en los lineamientos actuales de gestión. Cabe mencionar, que para emitir cada capítulo del presente trabajo, se tuvo un estudio detallado a lo largo de los proyectos, por tanto, se mostrarán resultados prácticos y aplicables a proyectos tuneleros futuros. En consecuencia, este Trabajo no debe analizarse como un informe de investigación teórico.

En el capítulo I, denominado Información General, se darán lineamientos generales, condiciones y elementos necesarios para poder comprender la formación de los criterios iniciales.

En el capítulo II, denominado Metrados y Presupuestos, se cuantifican los datos numéricos y monetarios, en un esquema típico y fácilmente adaptable en obras similares.

En el capítulo III, denominado Gestión de Campo, se detalla todo necesario para un buen manejo en la organización y desarrollo de los recursos y mano de obra.

En el capítulo IV, denominado Nuevos Procesos Constructivos, se presentan mejoras en los procesos, todo producto de estudios y controles, dichos resultados deben ser aplicados en trabajos futuros y similares.

El capítulo V, denominado Gestión en Equipos, Seguridad y Medio Ambiente, está dedicado en mostrar lineamientos, normas, estándares, procedimientos e indicadores, importantes para un correcto manejo.

En Conclusiones y Recomendaciones, servirá para dar a conocer las ideas principales para mejorar lo existente e implementar lo necesario.

Finalmente, se mencionará la Bibliografía referencial, donde podrá encontrarse información acertada y válida para ahondar en las técnicas tuneleras.

Es probable que las conclusiones emitidas, en el presente Trabajo, no sean compartidas por todos. Esto es, en esencia, la finalidad de un Trabajo como este, pero es la aspiración que las mismas generen una discusión sobre el tema, lo que redundará finalmente en aplicaciones y mejoras concretas, preventivas y correctivas, en beneficio de todos.

CAPÍTULO I: Información General



1.0 INFORMACIÓN GENERAL

1.1 Descripción y alcances

Los proyectos que servirán como base para el desarrollo del presente trabajo se denominaron “Profundización Mina Orcopampa 1” y “Profundización Mina Orcopampa 2”, los cuales fueron ejecutados por GyM S.A., siendo el cliente la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. – U.E.A. Orcopampa, que también ofició de supervisor de la obra.

Figura N° 1: Vista de la boca-mina en Rampa Mario Negativa



FUENTE: Edición de obra

a) **Ubicación:**

Los proyectos se ubicaron en el departamento de Arequipa, provincia de Castilla, distrito de Orcopampa, a una altitud aproximada de 3,800 msnm. La Figura N°2 muestra la ubicación geográfica.

Figura N° 2: Ubicación de la zona del proyecto



FUENTE: http://es.wikipedia.org/wiki/Departamento_de_Arequipa

Se accede al lugar desde la ciudad de Arequipa de tres maneras:

- En avioneta, tiempo aproximado 20 minutos.
- En camioneta, en aproximadamente 8 horas.
- En bus inter-provincial, en aproximadamente 12 horas.

El viaje puede hacerse vía Aplao o vía Caylloma. Los tiempos son algo menores en este último caso. En ambas rutas, parte de la vía es asfaltada y el resto, afirmado o trocha carrozable.

b) Descripción de los trabajos:

Los proyectos consistieron en la construcción de rampas de acceso, cruceros y galerías, con la siguiente modulación:

Profundización Mina Orcopampa 1, longitud total 2,185 m.

Profundización Mina Orcopampa 2, longitud total 9,129 m. Actualizado al 24-Enero-07; para ambos proyectos ver el ítem 1.1 donde se presentan los planos.

La ejecución se proyectó con frentes de trabajo independientes, entre simples, dobles y triples, ver los Cronogramas Contractual y Real (Figuras N° 3, 4, 5 y 6), con las denominaciones:

Profundización Mina Orcopampa 1

FRENTE 1

Rampa Mario negativa, descendente desde la superficie, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 618.10 m de longitud final y -14% de pendiente.

FRENTE 2

Rampa Mario positiva, ascendente, hacia la superficie, de 4.00m x 3.50 m de sección tipo baúl, de 676.455 m de longitud final y +14% de pendiente.

Galería 690E, desde inicio Oeste hasta inicio de la Rampa Mario positiva, con 45.10 m de longitud final, pendiente +0.5% y 3.50 m x 3.50 m de sección tipo baúl. desde inicio de la Rampa Mario positiva hacia el Este con 290.54 m de longitud final, pendiente +0.5% y 3.50 m x 3.50 m de sección tipo baúl.

El trazo previsto varió en función de la calidad de roca, presencia de agua, derrumbes geológicos o presencia de rocas sumamente alteradas, así como por las necesidades de búsqueda de mineral. Por otro lado, parte de los trabajos fueron avanzados por terceros antes que GyM inicie su contrato, ya que el cliente tenía prisa por terminar los trabajos programados.

Consecuentemente, los metrados de cada frente también variaron, compensándose con los siguientes frentes nuevos:

Crucero para Cabina de Sondaje N° 2 (en la Galería 690E), con 46.00 m de longitud, pendiente +0.5% y 3.50 m x 3.50 m de sección abovedada.

Rampa 975SE (crucero con pendiente negativa), de 40.70 m de longitud, con gradiente de -15.5% y 3.50 m x 3.50 m de sección tipo baúl.

Crucero 3660, con una longitud de 119.87 m, sección abovedada de 3.50 x 3.50 m, de 119.87 m de longitud y con 2 gradientes de +0.8% (75.25 m) y +14% (44.62 m).

Esta variación puede verse en el Cronograma Contractual y Cronograma Real – Orcopampa 1 (Figuras N° 3 y N° 4).

Profundización Mina Orcopampa 2

FRENTE 1

Rampa 8W, descendente desde interior mina, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 181.15 m de longitud final y -14% de pendiente.

Rampa 8A, descendente desde interior mina, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 829.21 m de longitud final y -14% de pendiente.

Rampa 9, descendente desde interior mina, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 521.04 m de longitud final y -14% de pendiente.

Rampa 10-11, descendente desde interior mina, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 894.48 m de longitud final y -14% de pendiente.

Rampa 12, descendente desde interior mina, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 327.05 m de longitud final y -14% de pendiente.

Rampa 13, descendente desde interior mina, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 430.85 m de longitud final y -14% de pendiente.

Sumidero en Rampa 8, transversal a la Rampa, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 52.30 m de longitud final.

Galerías Nv.3490, ascendente y descendente desde interior mina, de 3.50m x 3.50 m de sección, de 336.93 m de longitud final y $\pm 0.5\%$ de pendiente.

Galerías Nv.3440, ascendente y descendente desde interior mina, de 3.50m x 3.50 m de sección, de 331.54 m de longitud final y $\pm 0.5\%$ de pendiente.

Crucero Integración Nazareno Nv. 3440, ascendente desde interior mina, de 3.50m x 3.50 m de sección, de 503.05 m de longitud final y $+0.2\%$ de pendiente.

Crucero 900, ascendente desde interior mina, de 3.50m x 3.50 m de sección, de 329.86 m de longitud final y $+0.5\%$ de pendiente.

FRENTE 2

Rampa 4, descendente desde interior mina, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 222.67 m de longitud final y -14% de pendiente.

Rampa 710, descendente desde interior mina, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 1,496.13 m de longitud final y -14% de pendiente.

Cruceros, ascendente desde interior mina, de 3.50m x 3.50 m de sección, de 117.85 m de longitud final y $+0.5\%$ de pendiente.

Crucero Integración Prometida Nv. 3440, descendente desde interior mina, de 3.50m x 3.50 m de sección, de 836.18 m de longitud final y -0.2% de pendiente.

FRENTE 3

Rampa 500 Nazareno, descendente desde interior mina, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 293.77 m de longitud final y -14% de pendiente.

FRENTE 4

Rampa 400, descendente desde interior mina, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 591.19 m de longitud final y -14% de pendiente.

Sumidero en Rampa 400, transversal a la Rampa, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 56.90 m de longitud final.

FRENTE 5

Rampa 550W, ascendente desde interior mina, de 4.00m x 3.50 m de sección, de 440.71 m de longitud final y $+14\%$ de pendiente.

Algunos metrados de cada frente variaron, compensándose con los siguientes frentes nuevos:

- Crucero 1070, ascendente desde interior mina, de 3.50m x 3.50 m de sección, de 83.60 m de longitud final y +0.5% de pendiente.
- Sumidero en Rampa Mario, con 115.48 m de longitud, de 4.00 m x 3.50 m de sección abovedada.
- Galerías de 2.7x2.7m, de 137.25 m de longitud, con gradiente de +0.5% y 2.70 m x 2.70 m de sección tipo baúl.

Esta variación puede verse en el Cronograma Contractual y Cronograma Real – Orcopampa 2 (Figuras N° 5 y N° 6).

Los tipos de roca encontrados fueron:

Cuadro N° 1: Variaciones en los metrados de excavación Orcopampa 1

Frente	Tipo de roca (RMR)	Parciales		Acumulados		% Variación
		Metrado contractual (ml)	Metrado real (ml)	Metrado contractual (ml)	Metrado real (ml)	
Rampa Mario Negativa	III A	0.00	170.73	1,000.00	735.27	-26.5%
	III B	832.00	305.70			
	IV A	10.00	95.27			
	IV B	10.00	47.20			
	V	148.00	116.37			
Rampa Mario Positiva	III A	0.00	194.74	562.00	856.72	52.4%
	III B	467.00	532.68			
	IV A	6.00	22.30			
	IV B	6.00	38.40			
	V	83.00	68.60			
Galería 690E	III A	0.00	0.00	577.70	593.20	2.7%
	III B	566.30	446.43			
	IV A	5.70	42.86			
	IV B	5.70	51.12			
	V	0.00	52.79			
Resumen Total (ml) =		2,139.70	2,185.19	2,139.70	2,185.19	2.1%

Cuadro N° 2: Variaciones en los metrados de excavación Orcopampa 2

Frente	Tipo de roca (RMF)	Parciales		Acumulados		% Variación
		Metrado contractual (ml)	Metrado real (ml)	Metrado contractual (ml)	Metrado real (ml)	
Rampa 8W	III A	0.00	13.90	148.23	181.15	22.2%
	III B	45.65	85.58			
	IV A	100.02	19.55			
	IV B	1.28	59.92			
	V	1.28	2.20			
Rampa 8A	III A	0.00	149.60	461.22	829.21	79.8%
	III B	140.24	552.66			
	IV A	312.95	126.95			
	IV B	4.01	0.00			
	V	4.01	0.00			
Rampa 9	III A	0.00	41.32	510.68	521.04	2.0%
	III B	150.14	358.02			
	IV A	351.53	121.70			
	IV B	4.51	0.00			
	V	4.51	0.00			
Rampa 10 - 11	III A	4.88	37.28	546.80	894.48	63.6%
	III B	151.58	750.20			
	IV A	380.58	81.47			
	IV B	4.88	25.53			
	V	4.88	0.00			
Rampa 12	III A	0.00	0.00	280.65	327.05	16.5%
	III B	238.83	153.73			
	IV A	20.77	135.75			
	IV B	21.05	27.61			
	V	0.00	9.96			
Rampa 13	III A	0.00	0.00	204.79	430.85	110.4%
	III B	174.28	416.00			
	IV A	15.15	12.25			
	IV B	15.36	2.60			
	V	0.00	0.00			
Sumidero Rampa 8	III A	0.00	0.00	70.00	52.30	-25.3%
	III B	70.00	0.00			
	IV A	0.00	48.30			
	IV B	0.00	4.00			
	V	0.00	0.00			
Sumidero Rampa 12	III A	0.00	0.00	107.00	0.00	-100.0%
	III B	107.00	0.00			
	IV A	0.00	0.00			
	IV B	0.00	0.00			
	V	0.00	0.00			
Galerías Nv.3490	III A	0.00	13.50	271.01	336.93	24.3%
	III B	132.79	247.36			
	IV A	132.79	66.57			
	IV B	2.71	9.50			
	V	2.71	0.00			
Galerías Nv.3440	III A	0.00	0.00	477.26	331.54	-30.5%
	III B	233.86	224.38			
	IV A	233.86	107.16			
	IV B	4.77	0.00			
	V	4.77	0.00			
Crucero Integración Nazareno Nv. 3440	III A	238.74	60.31	731.19	503.05	-31.2%
	III B	107.00	394.85			
	IV A	380.58	45.90			
	IV B	4.88	1.99			
	V	0.00	0.00			
Crucero 900	III A	0.00	0.00	30.00	329.86	999.5%
	III B	25.53	242.50			
	IV A	2.22	87.36			
	IV B	2.25	0.00			
	V	0.00	0.00			

Continuación del Cuadro N° 2: Variaciones en los metrados de excavación Orcopampa 2

Frente	Tipo de roca (RMR)	Parciales		Acumulados		% Variación
		Metrado contractual (m)	Metrado real (m)	Metrado contractual (m)	Metrado real (m)	
Rampa 4	III A	0.00	14.70	220.00	222.67	1.2%
	III B	173.80	112.14			
	IV A	41.80	95.83			
	IV B	2.20	0.00			
	V	2.20	0.00			
Rampa 710	III A	0.00	30.90	880.00	1,496.13	70.0%
	III B	651.20	869.73			
	IV A	211.20	478.19			
	IV B	8.80	113.92			
	V	8.80	3.39			
Sumidero en Rampa 710	III A	0.00	0.00	107.00	0.00	-100.0%
	III B	107.00	0.00			
	IV A	0.00	0.00			
	IV B	0.00	0.00			
	V	0.00	0.00			
Cruceros	III A	0.00	6.20	100.00	117.85	17.9%
	III B	40.00	81.75			
	IV A	12.00	29.90			
	IV B	47.00	0.00			
	V	1.00	0.00			
Crucero Integración Prometida Nv. 3440	III A	0.00	0.00	862.40	836.18	-3.0%
	III B	651.20	683.23			
	IV A	211.20	152.95			
	IV B	0.00	0.00			
	V	0.00	0.00			
Rampa 500 Nazareno	III A	173.80	10.50	393.80	293.77	-25.4%
	III B	173.80	218.59			
	IV A	41.80	64.68			
	IV B	2.20	0.00			
	V	2.20	0.00			
Rampa 400	III A	0.00	0.00	550.92	591.19	7.3%
	III B	392.81	570.87			
	IV A	158.11	20.32			
	IV B	0.00	0.00			
	V	0.00	0.00			
Sumidero en Rampa 400	III A	0.00	0.00	137.00	56.90	-58.5%
	III B	97.68	50.03			
	IV A	39.32	6.87			
	IV B	0.00	0.00			
	V	0.00	0.00			
Rampa 550W	III A	0.00	0.00	420.00	440.71	4.9%
	III B	299.46	387.54			
	IV A	120.54	53.17			
	IV B	0.00	0.00			
	V	0.00	0.00			
Crucero 1070	III A	0.00	0.00	83.60	83.60	0.0%
	III B	36.26	36.26			
	IV A	47.34	47.34			
	IV B	0.00	0.00			
	V	0.00	0.00			
Sumidero en Rampa Mario	III A	0.00	0.00	115.48	115.48	0.0%
	III B	115.48	115.48			
	IV A	0.00	0.00			
	IV B	0.00	0.00			
	V	0.00	0.00			
Galerías de 2.7x2.7m	III A	0.00	0.00	137.25	137.25	0.0%
	III B	128.45	128.45			
	IV A	8.80	8.80			
	IV B	0.00	0.00			
	V	0.00	0.00			
Resumen Total (ml) =		7,846.28	9,129.19	7,846.28	9,129.19	16.4%

La sección de excavación en las rampas fue de 4.00m. x 3.50m., en galerías y cruceros fue de 3.50m. x 3.50m., en ambos casos, ancho x alto, respectivamente. Las secciones típicas se muestran en los planos N° 4 y 5.

Se adjunta la siguiente relación de planos:

Descripción	Plano N°
Plano Orcopampa 1 - "Planta General Rampa Mario"	1
Plano Orcopampa 1 - "Planta General Galería 690 E"	2
Plano Orcopampa 2 - "Isometría General"	3
Sección típica de Rampas	4
Sección típica de Galerías y Cruceros	5

1.2 Datos del Contrato

Profundización Mina Orcopampa 1

Plazo propuesto: 8.5 meses.

Fecha de Inicio: 12 de Agosto del 2003.

Hito Encuentro de los Frentes: 26 de Abril del 2004.

Costo Directo: A Precios Unitarios.

Gastos Generales: A Suma Alzada.

Utilidad: Porcentaje (10%)

Monto: US\$ 3'770,000 +IGV.

Profundización Mina Orcopampa 2

Plazo propuesto: 33.8 meses.

Fecha de Inicio: 05 de Junio del 2004.

Fecha de Fin: 30 de Marzo del 2007

Costo Directo: A Precios Unitarios.

Gastos Generales: A Suma Alzada.

Utilidad: Porcentaje (10%)

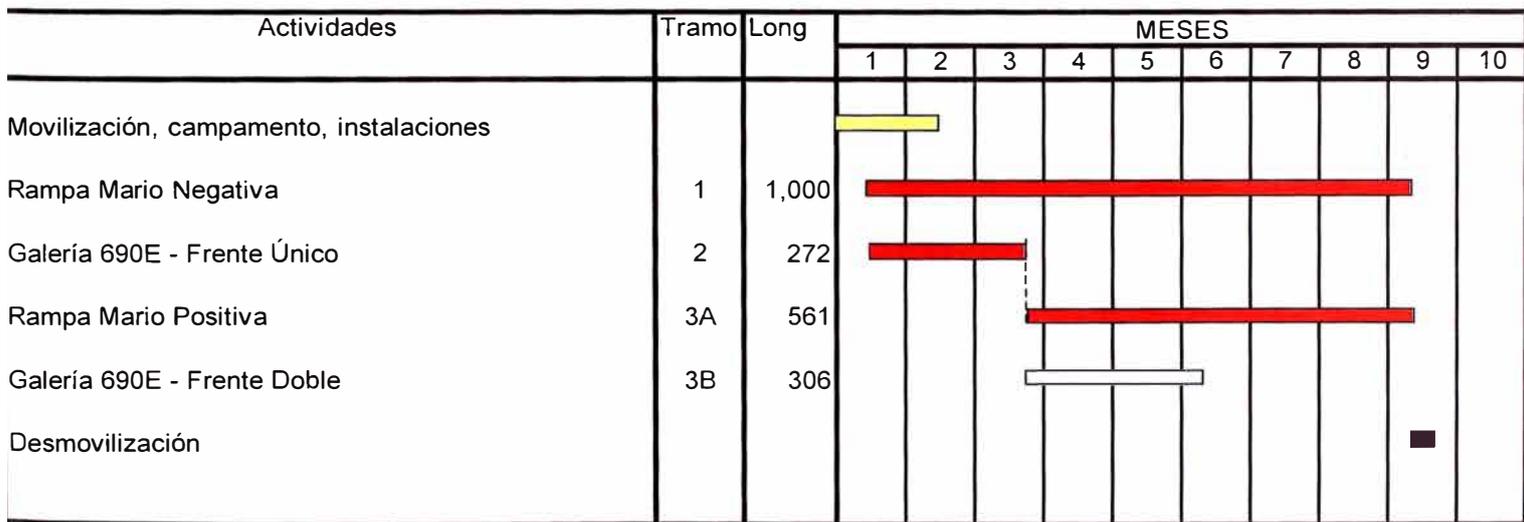
Monto: US\$ 15'000,000 +IGV.

1.3 Plazo real de ejecución y cronograma general del proyecto

Las Figuras N° 3 y 4, muestran la situación de los plazos de obra para el proyecto "Profundización Mina Orcopampa 1". Las Figuras N° 5 y 6, muestran la situación de los plazos de obra para el proyecto "Profundización Mina Orcopampa 2".

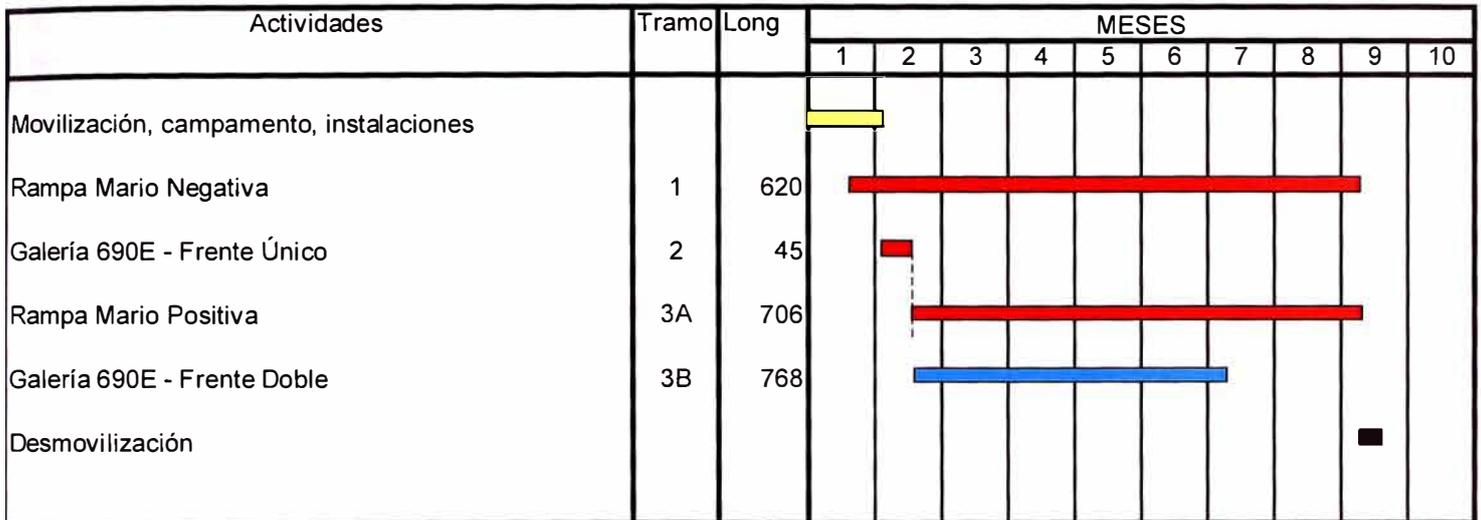
Estos cronogramas nacen por la necesidad de controlar los plazos de entregas parciales y finales. Para elaborarlos se necesitan homologar escenarios, esto se realiza cuantificando metrados, clasificaciones de roca y eventos no estipulados (por ejemplo: paralizaciones por inundaciones, derrumbes, huelgas, entre otras), en otras palabras se revisan las consideraciones previstas, y se modifican con las condiciones reales.

Figura N° 3: Cronograma Contractual – Orcopampa 1



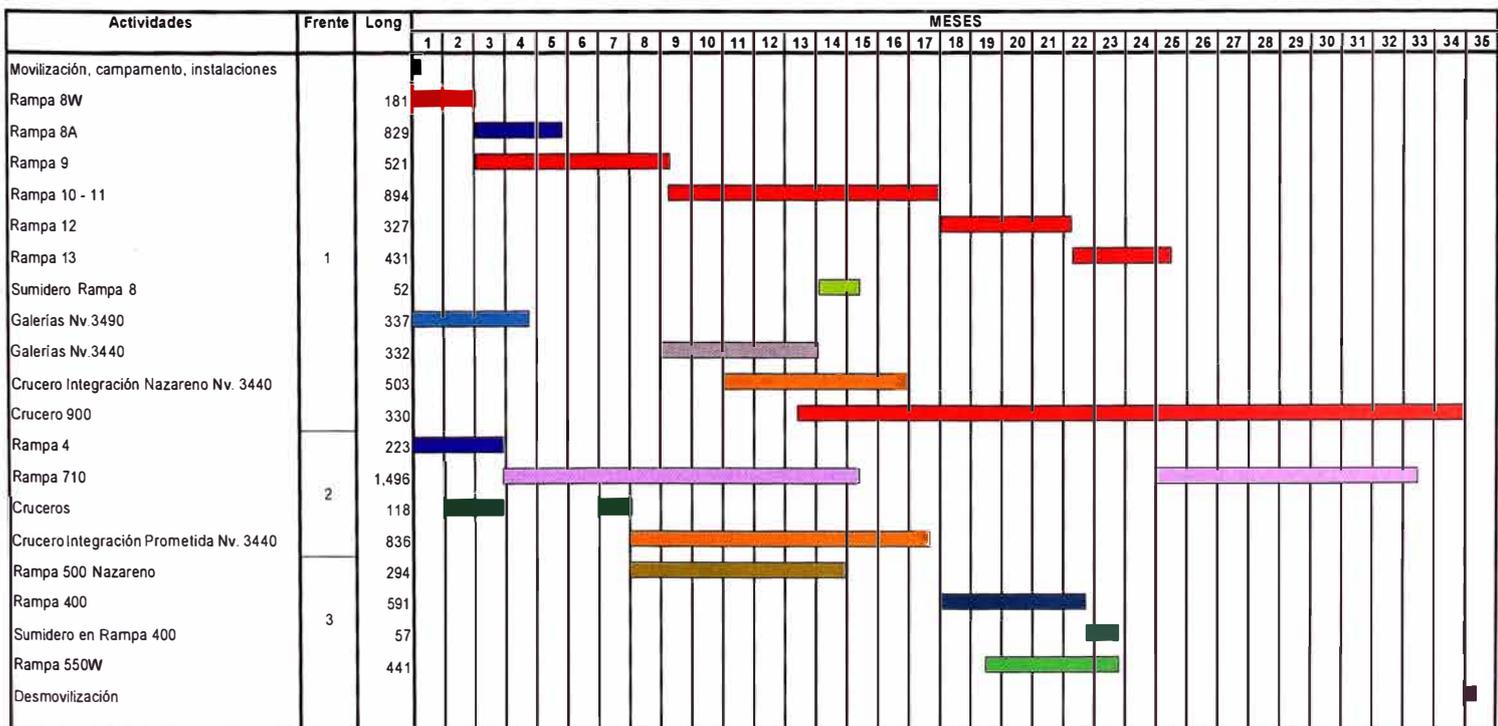
FUENTE: Edición de obra

Figura N° 4: Cronograma Real – Orcopampa 1



FUENTE: Edición de obra

Figura N° 5: Cronograma Contractual – Orcopampa2



FUENTE: Edición de obra

- 5.- Condiciones hidrogeológicas
- 6.- Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación

La combinación de estos parámetros se expresa mediante un índice Rock Mass Rating, que varía de 0 a 100. La clasificación determina 5 tipos de roca, que se pueden observar en el Cuadro N° 3.

Cuadro N° 3: Valoración de roca RMR

CLASE	I	II	III	IV	V
CALIDAD	Muy Buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala
VALORACIÓN	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	< 20

Buenaventura ha determinado 7 clases de roca, desdoblado la Clase III y Clase IV en tipos A y B; y para efectos contractuales en los trabajos de las rampas y galerías se usaron las Clases IIIA hasta V, las cuales se detallan en el Cuadro N° 4.

Cuadro N° 4: Clasificación de roca RMR

TIPO ROCA	RMR	CALIDAD	CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO
III B	41-50	REGULAR B	Roca medianamente dura con regular cantidad de fracturas y presencia de algunas fallas, alteración, ligeros goteos.	Pernos sistemáticos 7pies de longitud (cementado o con resina), Splitset espaciados 1.50m., Malla electrosoldada o Straps si se trata de bloques por sostener. Alternativamente una capa de shotcrete de 2" de espesor.
IV A	31-40	MALA A	Roca suave muy fracturada con algunas fallas panizadas de moderada a fuerte alteración, con goteo en fracturas y fallas.	Pernos sistemáticos 7pies de longitud, espaciados 1 a 1.5m. con malla de refuerzo y una capa de shotcrete de 2" de espesor.

IV B	21-30	MALA B	Roca suave muy fracturada con múltiples fallas panizadas, fuertemente alterada, con goteo o flujo constante de agua.	Pernos sistemáticos de 7pies de longitud, espaciados cada 1m. con malla y shotcrete de 3" de espesor. Alternativamente cerchas 4W13 o equivalente espaciados 1.5m.
V	0-20	MUY MALA	Roca suave intensamente fracturada, fallada y alterada, con flujo continuo de agua.	Cerchas 4W13 o equivalentes, espaciados a cada 1m. En terrenos sumamente pesados cerchas 6W20 o equivalentes, espaciados de 1 a 1.5m. Previamente una capa preventiva de shotcrete o splitsets con malla.

1.5 Tipos de Sostenimiento

Por cada tipo de roca existe una combinación de elementos de sostenimiento, llamados también tipo de sostenimiento. Una excavación subterránea debe ser considerada como una estructura con soporte de roca. Para ello, se necesita transformar el macizo rocoso que circunda la excavación, de un elemento que ejerce cargas a un elemento capaz de resistir cargas.

Cuando se efectúa una excavación subterránea, se genera un desbalance de presiones en la roca remanente, debido a que el equilibrio de los elementos en el perfil de la excavación ha sido roto. En efecto, la presión del lado de la excavación se ha reducido a cero, produciéndose lo que se denomina descompresión de la roca. Como consecuencia se produce una deformación, que es en realidad una forma de adaptación de la roca a la excavación para compensar la descompresión. Según el estado de la roca, esta compensación puede ser completa, en cuyo caso la roca se estabiliza y adquiere una nueva condición de equilibrio, o se produce el colapso de las paredes y el techo de la excavación, si no se han tomado medidas apropiadas.

Por otra parte, al entrar en contacto con el aire por primera vez, la roca sufre un proceso de alteración química que le quita cohesión, degradándola. Este proceso que

es constante puede tomar desde horas hasta años, dependiendo de las condiciones iniciales de la roca (petrología, fracturamiento, estado de alteración), y de las condiciones del medio ambiente (presión, temperatura, humedad, presencia de agua, acción del oxígeno, etc.).

Los elementos de sostenimiento cumplen una función, dotando a la roca de la resistencia que le falta y ayudándola a soportarse. Pueden ser temporales o definitivos, dependiendo de la función que cumple la excavación, de su importancia y de si tendrán recubrimiento de concreto o no.

A) Pernos de anclaje

El perno de anclaje está constituido por un elemento resistente, solidarizado al terreno por un sistema de anclaje y por una placa de reparto, apretada mediante una tuerca roscada en el extremo libre del perno.

Longitud de perno a utilizarse:

Para Bóvedas:

$$L = 2 + 0,15 \frac{B}{ESR}$$

Para Hastiales:

$$L = 2 + 0,15 \frac{H}{ESR}$$

Donde:

L = Longitud del Perno

B = Diámetro de la Excavación

H = Altura de Excavación

ESR = Relación de soporte de Excavación

1.6 : Minas Abiertas Permanentemente Túneles (Hidroeléctricos, Piloto, Galería)

1.3 : Cavernas, Plantas de Tratamiento de Aguas, Túneles, (Pequeños de acceso)

10 : Centrales Hidroeléctricas, Túneles Grandes de Carretera y Ferrocarril, boquillas.

Número de resinas a utilizarse:

$$N^{\circ} Re = \frac{\pi(R^2 - r^2) \times Lp}{V_{rt}} \quad V_{rt} = V_r + 10 \% \text{ (por pérdida en fisuras)}$$

$$V_r = \frac{D^2 \cdot \pi \cdot L_r}{4}$$

N° Re = Numero de Resinas

R² = Radio de Perforación

r² = Radio de Perno

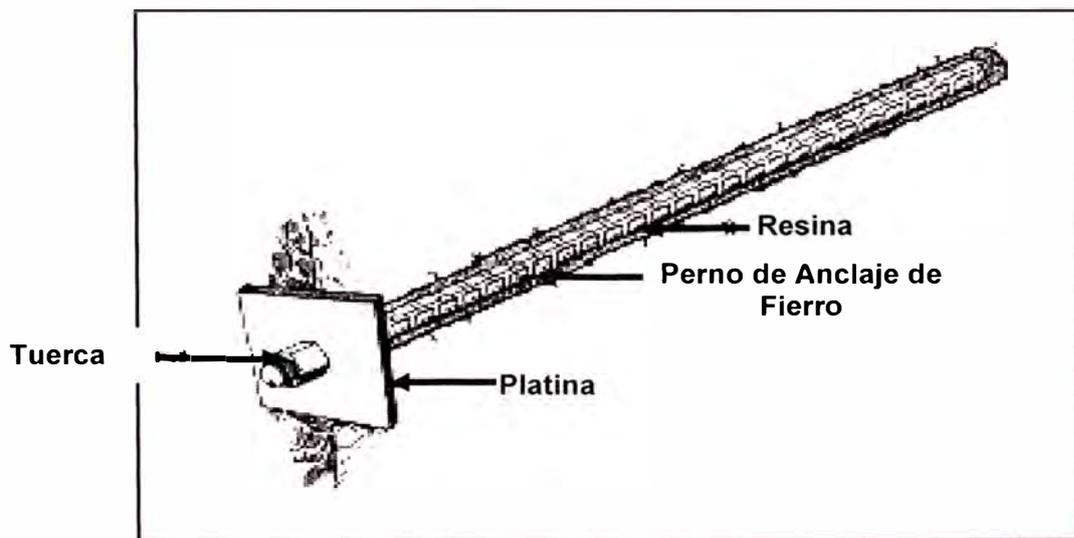
Vr. = Volumen de Resina

Lp = Longitud de Perno

Lr = Longitud de Resina

D = Diámetro de Resina

Figura N° 7: Perno de anclaje típico



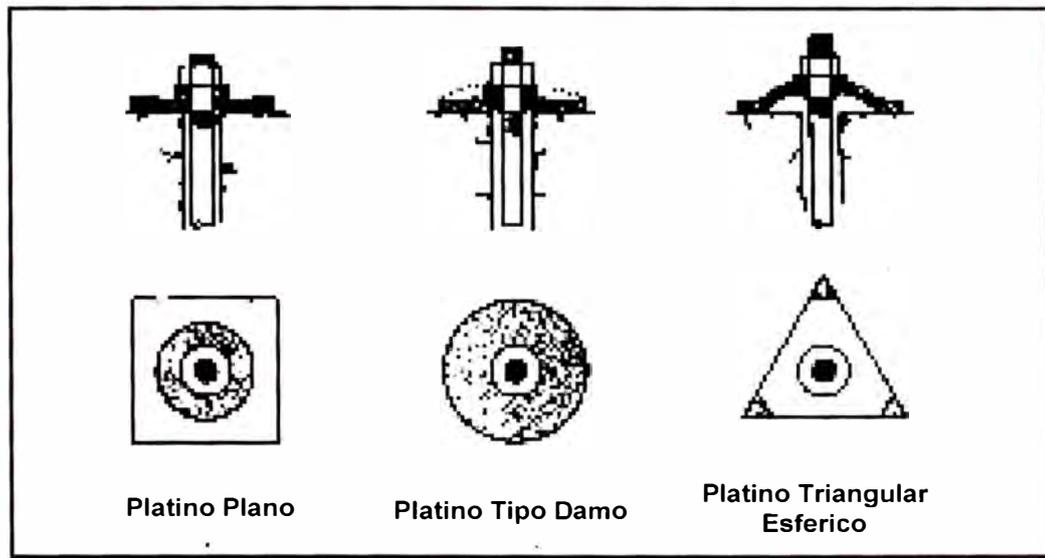
El perno de anclaje es el elemento de sostenimiento que puede evitar que se originen deformaciones mayores debido a la alta capacidad de resistencia a la tracción. La efectividad de un perno está en relación directa al tiempo de colocación, quiere decir que mientras más rápido se coloca mejores efectos tendrá.

La placa de reparto tiene una importancia esencial, ya que muchas veces las solicitaciones del perno se concentran en el tramo más superficial del mismo. Si las cargas se concentran, por ejemplo, en la parte central del perno, en papel que jugarán las placas de base será muy secundario. En cualquier caso una medida de seguridad

aconseja que las placas de reparto deban poder alcanzar una resistencia similar a la que pueden ofrecer los pernos.

En su instalación la placa debe ir pegada y ajustada a la roca a través de la tuerca de fijación.

Figura N° 8: Tipos de placas de reparto



- **Pernos puntuales u ocasionales**, por diseño es para estabilizar bloques y cuñas a punto de caer o deslizarse por su propio peso. Estos bloques o cuñas se mueven en forma independiente del conjunto del macizo rocoso.
- **Pernos sistemáticos**, por diseño es para soportar empujes, aumentando ostensiblemente la resistencia a la rotura de la roca, formando un arco de roca que trabaja a compresión y aumentando la resistencia al corte del macizo, el mismo que pone resistencia a la tendencia de los macizos rocosos para moverse hacia la excavación o converger.

Clasificación de los Pernos de anclaje

Los pernos se pueden clasificar según diversos criterios:

- Según sea o no sometidos a esfuerzos de tensión pueden clasificarse en: sin tensión, pretensados y postensados.

- De acuerdo al mecanismo de unión con el taladro, pueden trabajar por fricción o por adhesión.
- Según la naturaleza del material de adherencia, pueden ser pernos cementados o con resinas.
- Según trabajen solo o en conjunto, se clasifican en pernos aislados o sistemáticos.

Se detallarán los elementos más utilizados en tunelería.

i. Anclaje por adherencia

En los pernos anclados por adherencia, el espacio anular que se crea entre la barra del perno y las paredes del taladro en que se ancla, se rellena con un mortero que, al fraguar, debe asegurar la adherencia suficiente para solidarizar la barra al terreno. Actualmente los morteros comercializados están fabricados con mezcla de resina o cemento.

ii. Anclaje a base de resina

El anclaje a base de resina es eficaz en la mayor parte de las rocas y no presenta problemas operativos. Solo hay que tener la precaución de utilizar los cartuchos suficientes para rellenar todo el espacio entre la barra y el taladro, y asegurar el movimiento de rotación para mezclar la resina y el catalizador. El tiempo de fraguado puede regularse fácilmente, durante la fabricación de los cartuchos y, aunque lo normal es que éste sea menor de 2 minutos, pueden combinarse cargas de fraguado muy rápido, colocadas en el fondo del taladro, con otras de fraguado lento para poder poner en carga los pernos, una vez colocados.

Probablemente el aspecto más crítico para conseguir un buen anclaje con cartuchos de resina está constituido por la diferencia entre los diámetros del perno y los del taladro en que se va a colocar, que debe ser inferior a 10 mm. Si no se respeta este límite, muy probablemente, la calidad del anclaje no será buena ya que se dificultará notablemente la mezcla de la resina con el catalizador.

La tensión de adherencia esta comprendida entre 4 y 6 Mpa.

iii. Anclaje a base de cemento

Los anclajes a base de cemento se consiguen bien mediante una inyección clásica de lechada o mediante cartuchos similares a los de la resina, pero con cemento como agente adherente al que se añaden aditivos para facilitar el proceso de hidratación del cemento.

El anclaje mediante mortero de cemento es más seguro que el que se consigue con cartuchos de resina, ya que una vez sumergidos los cartuchos en agua el proceso de hidratación no depende del método operativo.

La tensión de adherencia esta comprendida entre 0.5 y 3 Mpa.

iv. Anclaje por fricción

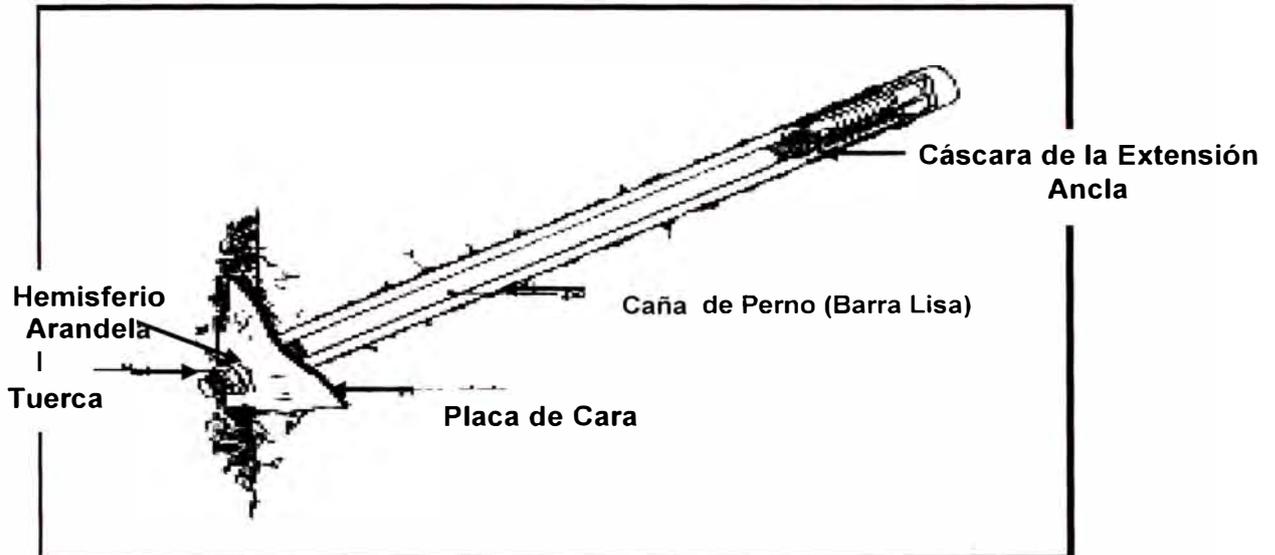
Una característica común a los anclajes por adherencia, es que el perno anclado tiene una rigidez muy superior a la del terreno circundante. Esto puede plantear serios problemas, llegando a producirse la rotura del perno, si la excavación debe sufrir una plastificación importante como consecuencia del reajuste por tensión, después de colocados los pernos. Los pernos por fricción, también denominados mecánicos, minimizan este problema.

➤ **Anclaje mecánico**, A este tipo pertenecen los pernos de anclaje puntual, la fijación, se consigue a base de expandir unas piezas metálicas que penetran en el terreno.

Es un sistema de anclaje totalmente mecanizable en su colocación y que presenta la gran ventaja de la alta deformación que es capaz de asumir antes de la rotura.

En cuanto a sus limitaciones hay que señalar el bajo nivel de fuerza axial que puede soportar, la gran sensibilidad de la calidad del anclaje al diámetro de la perforación y la importante pérdida de carga que se produce al poco tiempo de colocarlos, debido sobre todo, al efecto de las vibraciones.

Figura N° 9: Anclaje mecánico típico

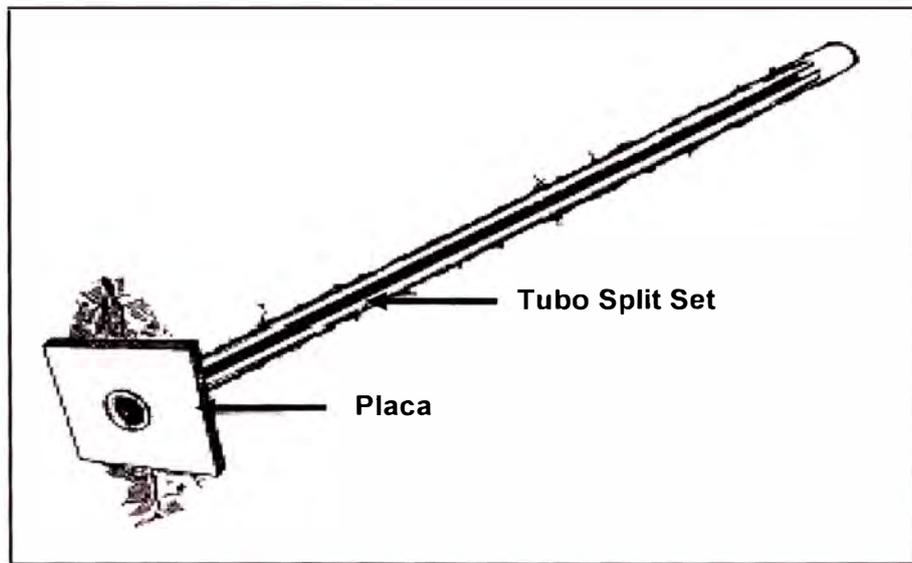


➤ **Split set**, Los pernos de anclaje tipo Split Set corresponde a una marca registrada por Ingreso Il Rand Comp. (EEUU) y están constituidos por un tubo de 2.3 mm de espesor, que tiene una ranura longitudinal y un diámetro superior al del taladro en el que va a ser anclado.

Su instalación es completamente simple, basta con presentar el Split Set en el taladro donde va a ser anclado e introducirlo a percusión. Los Split Set consiguen un cierto efecto de puesta en carga inmediato y permiten un deslizamiento muy importante antes de la rotura.

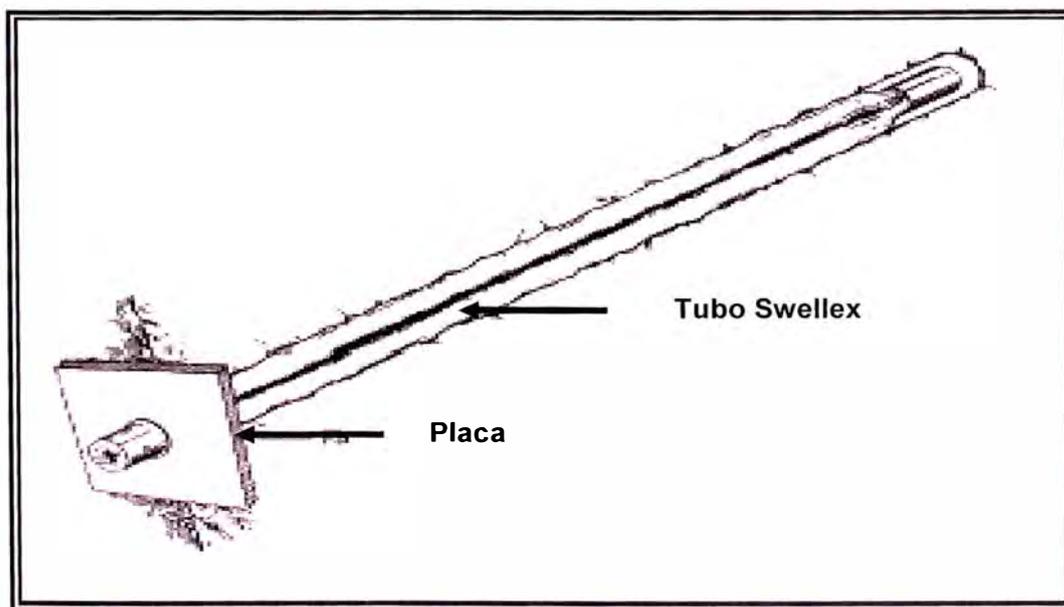
Como aspectos negativos hay que señalar su escasa capacidad de anclaje, que en el mejor de los casos no sobrepasa las 11 Ton por perno, la gran sensibilidad del anclaje al diámetro de perforación y los problemas que plantea su durabilidad.

Figura N° 10: Split set típico



➤ **Swellex:** Los pernos Swellex desarrollados por Atlas Copco, están constituidos por un doble tubo de chapa que se infla con agua a presión, una vez introducido en el taladro, para adaptarse a la superficie lateral del terreno. Tienen una capacidad muy elevada de no deslizar, manteniendo la carga, que, junto con su gran fiabilidad de anclaje, son sus mejores características. Su velocidad de colocación hace que tengan aceptación en el mercado a pesar de que su costo es mayor comparado con los otros tipos de pernos de anclaje.

Figura N° 11: Swellex típico

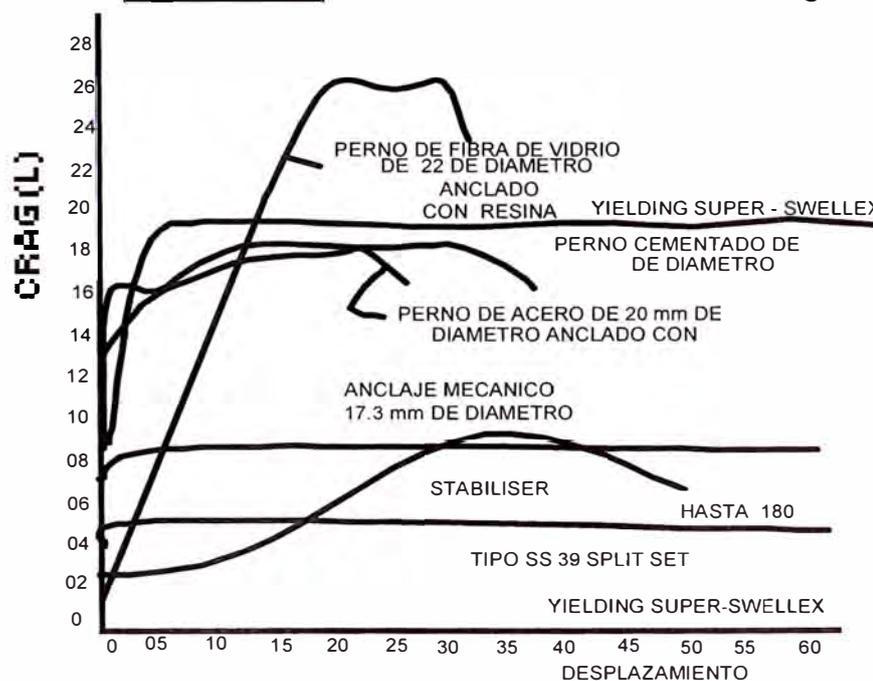


Deformabilidad de los sistemas de anclaje

Para valorar el comportamiento de los Pernos de Anclaje uno de los trabajos más representativos ha sido realizado por el Dr. Eng. Bengt Stillborg (1990). El objeto de los ensayos de Stillborg se concretaba en cuantificar el comportamiento de los pernos más utilizados actualmente ante un proceso de carga, materializando previamente, el efecto de una discontinuidad del terreno en la que se acumulan los desplazamientos. Su experimento estaba constituido por dos bloques de concreto, en el que se anclaban los diversos pernos a ensayar. Luego los bloques son separados con una creciente carga axial; Stillborg realizó el ensayo de los siguientes pernos:

- ✓ Split Set SS39
- ✓ Anclaje puntual con barra con 17.3 mm de diámetro
- ✓ Swellex Yielding Standard
- ✓ Swellex Yielding Super
- ✓ Fierro corrugado \varnothing 20 mm anclado con resina
- ✓ Fierro corrugado \varnothing 20 mm anclado con cemento
- ✓ Fibra de Vidrio de 22 mm de diámetro anclado con resina.

Figura N° 12: Gráfico con resultados de Sillborg



CURVAS CARGA DEFORMACIÓN DE DIFERENTES TIPOS DE PERNOS (STILIBORG), OBTENIDAS EN BLOQUES DE HÓRMIGON CON 60 MPa DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN.

Del análisis de las curvas obtenidas por Stillborg, se pueden extraer las siguientes conclusiones:

- a) Los Split Set y Swellex Standard y de anclaje puntual, aceptan una separación de la discontinuidad superior a 50 mm, antes de la rotura, pero la carga que admite es inferior a 8 Ton.
- b) Los otros cuatro tipos de pernos admiten cargas entre 17 y 19 Ton, pero su deformabilidad es diferente, ya que mientras los anclados con resina o cemento se rompen con desplazamiento de la junta entre 20 y 35 mm, los Super Swellex llegan a 150 mm.
- c) La rigidez, en régimen elástico, de todos los pernos es la misma excepto en el caso de los pernos de fibra de vidrio.

De acuerdo con todo lo anterior, desde un punto de vista práctico, los pernos más interesantes si el terreno se comporta casi-elásticamente serán los de acero-anclados con resina o cemento. Por el contrario, si el terreno sufre una fuerte plastificación después de la excavación del túnel, los Swellex aparecen como ventajosos.

Aspectos prácticos

- Los parámetros que condicionan la elección del perno de anclaje del tipo de pernos que se debe utilizar en una obra son muy variados y, en muchas ocasiones, la decisión se orienta simplemente hacia el más económico.
- En cualquier caso hay que tener presente que la mayor parte de los túneles no presenta excesivos problemas geotécnicos lo cual supone que el comportamiento del terreno tras realizar la excavación es cuasi-elástico y que la longitud de los pernos será inferior a 5 metros. En estas condiciones los pernos más recomendables son los de acero, anclados con resina, que presentan un excelente comportamiento resistente y son los más económicos
- Haciendo una mención sobre la influencia que tiene la calidad del terreno sobre el tipo de perno que debe utilizarse, se señala que los terrenos con un RMR superior a 35 no ofrece problemas para anclar en ellos cualquier tipo de perno. En terrenos calificados con un RMR entre 25 y 35 la colocación de pernos anclados con resina

o cemento resulta muy dificultosa y en este terreno los pernos Swellex o Split Set presentan una notable ventaja.

- Como regla general los pernos deben ser colocados radialmente dentro de la misma sección, escogiendo el centro de radiado de tal forma que la operación de perforación y colocación de los pernos sea factible.
- Cuando en el caso de terrenos competentes se prevea la formación sistemática de bloques de roca potencialmente inestables, la orientación de los pernos deberá dejar de ser radial, para adaptarse a la orientación más conveniente para el anclaje de los bloques de roca.
- La resistencia del perno está dada por la fuerza necesaria para arrancarlo del taladro, Para ello tiene que vencerse la menor de tres resistencias: La adherencia cemento roca; cemento–perno y el límite elástico del acero. Generalmente, la adherencia cemento – roca es menor que la cemento – perno (según ACI, de 800 psi incluyendo un factor de seguridad) y ambas son función de la longitud embebida en resina (longitud de anclaje). De esto se desprende el criterio principal de diseño: calcular esta longitud de manera que la resistencia no sobre pase el límite elástico del acero.
- Cabe señalar que, según experimentos realizados, el 98% de la resistencia del anclaje es desarrollado en las primeras 9 pulgadas del bulbo. El resto sólo contribuye con el 2% restante. Sin embargo esta longitud puede fallar si se producen movimientos de terreno, sean naturales o debidos a voladuras cercanas. Por ello se acostumbra dar mayor longitud de anclaje.
- La Clasificación del comportamiento de los tipos de pernos más usuales, se muestran en el Cuadro N° 5.

Cuadro N° 5: Clasificación del comportamiento de pernos usuales

PERNOS	DURABILIDAD	RESISTENCIA AXIAL	OPERATIVIDAD SEGÚN TERRENO		Log. Max. (m)
			Normal RMR > 35	Normal RMR < 35	
Acero + Cemento	9	9	8	2	8
Acero + Cemento	9	9	9	2	6
Anclaje Puntual	3	5	9	5	6
Split Set	8 *	3	10	7	3.5
Swellex	8 *	8	10	8	12

* Acero inoxidable o revestidos.

B) Shotcrete o Concreto lanzado

Su origen es del comienzo del siglo 20 (1910), cuando el norteamericano Carl E. Akeley patentó una máquina que permitía proyectar sobre una superficie mezcla de cemento y arena, a través de 2 cámaras presurizadas en forma alternada.

La Cía “CEMENT GUM C.O” de Pennsylvania, inicia su comercialización con el nombre de “GUMITA”; posteriormente otras empresas modifican los equipos para proyectar áridos - arena y cemento; esta mezcla semejante al concreto recibe el nombre de SHOTCRETE.

En 1944 Rabcewicz observa que la influencia del comportamiento de la roca con el transcurso del tiempo es de fundamental importancia en todos los procesos de avance del Túnel y con estas observaciones se producen avances tecnológicos como la aplicación de Shotcrete, instalación de pernos de roca, mallas metálicas, arcos de acero, etc.

Shotcrete

Es un concreto obtenido de una mezcla preconfeccionado, el cual es lanzado con una bomba proyectora empleando un flujo de aire comprimido, hasta una “lancha” o tobera, que esta al extremo de una manguera y desde la cual el operador dirige el chorro contra la superficie de aplicación, sobre la cual se adhiere el material de proyección, compactándose al mismo tiempo por la fuerza del impacto aunque una parte cae por efecto del impacto, lo cual es una característica del concreto proyectado.

Este desperdicio se le denomina % de rebote que varía entre 25 a 40%, dependiendo del aditivo a usar como acelerante del tanque y de su instalación.

Existen fundamentalmente 2 sistemas de concreto lanzado:

- ✓ Shotcrete vía seca
- ✓ Shotcrete vía húmeda

Shotcrete por Vía seca

i. Diseño

El diseño de este tipo de mezcla, tiene similar metodología que una mezcla tradicional de concreto, sólo con algunas recomendaciones.

El agregado para shotcrete debe cumplir la Norma ALI 506-2, además de seleccionar adecuadamente este material para obtener un diseño de mezclas óptimo y calidad en función a la resistencia requerida en el proyecto.

La cantidad de cemento estará en función de los parámetros de sus componentes, se definió "como manera práctica" para un shotcrete de 175Kg/m^2 la necesidad de 450 Kg/m^3 .

No olvidar verificar constantemente lo planeado en gabinete, con lo realmente colocado en campo, en especial el volumen de agua y aditivo que contiene el cilindro (elemento que alimenta a la máquina).

ii. Preparación

La preparación de la mezcla seca se puede hacer por peso o por volumen y el equipo a utilizar depende del volumen requerido en el trabajo.

Si el volumen de consumo es bajo se puede utilizar una o dos mezcladoras de 11 pie^3 , pero si el volumen es mayor y constante se recomienda una dosificadora de concreto por peso, la cual puede tener una capacidad de 5 a $25\text{ m}^3/\text{hora}$.

En el 2° caso se aplica en el sostenimiento de túneles de gran magnitud o en el revestimiento de túneles con shotcrete, donde el aprovisionamiento del shotcrete es continuo (día y noche).

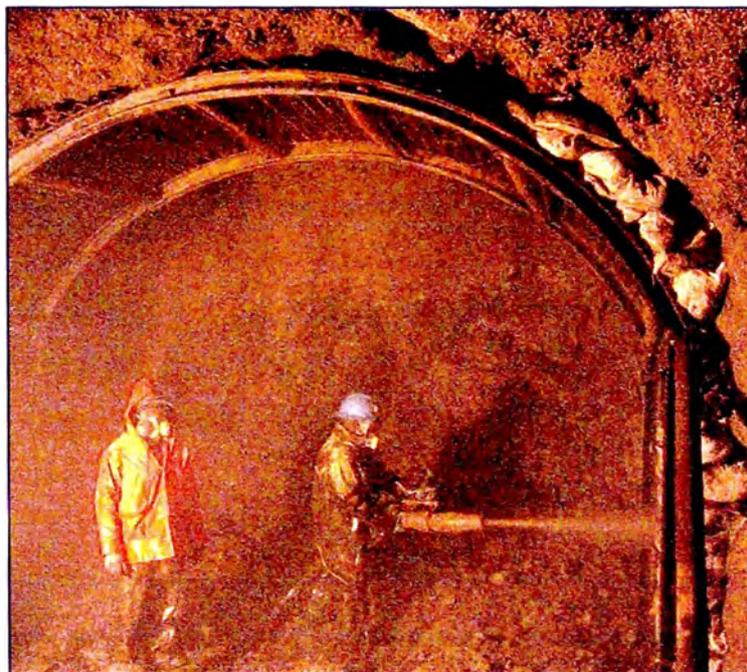
En la preparación del shotcrete vía seca debe cuidarse que los áridos se mantengan con una humedad natural entre el 3 a 6%.

Si el contenido de humedad está por debajo del 3%, los finos de la arena y el cemento escapan perdiéndose calidad de resistencia del shotcrete y generando demasiado polvo durante su aplicación lo cual afecta al personal y a la visibilidad de la zona a aplicar.

iii. Aplicación

Hay una serie de bombas para aplicar shotcrete vía seca con capacidades que van de 3 a 6 m³/hora. Existen shotcreteras ALIVA, ICOMA, REED, etc., las cuales tienen casi el mismo rendimiento de aplicación.

Figura N° 13: Aplicación de shotcrete



Debido a la humedad natural de los áridos y a la humedad del medio ambiente se recomienda aplicar el shotcrete durante la primera hora después de la preparación y como máximo dentro de la 2^a de preparación, efectuando un control manual del estado físico del shotcrete.

El transporte del shotcrete se recomienda efectuar en tanques cerrados, mixer sobre rieles o camiones mixer. También se puede usar Shuttlerains pero protegiendo a la mezcla con una manta para evitar que vuelen los finos o le caiga agua.

Para la aplicación del shotcrete se debe contar con una bomba que haya sido previamente evaluada en cuanto a limpieza y elementos de desgaste como discos de jebe, discos de freno, etc. Asimismo deben de contarse con suficiente aire y una presión de 6 bares, para que la mezcla sea proyectada con suficiente fuerza, para que haya adherencia de la mezcla con la superficie aplicada.

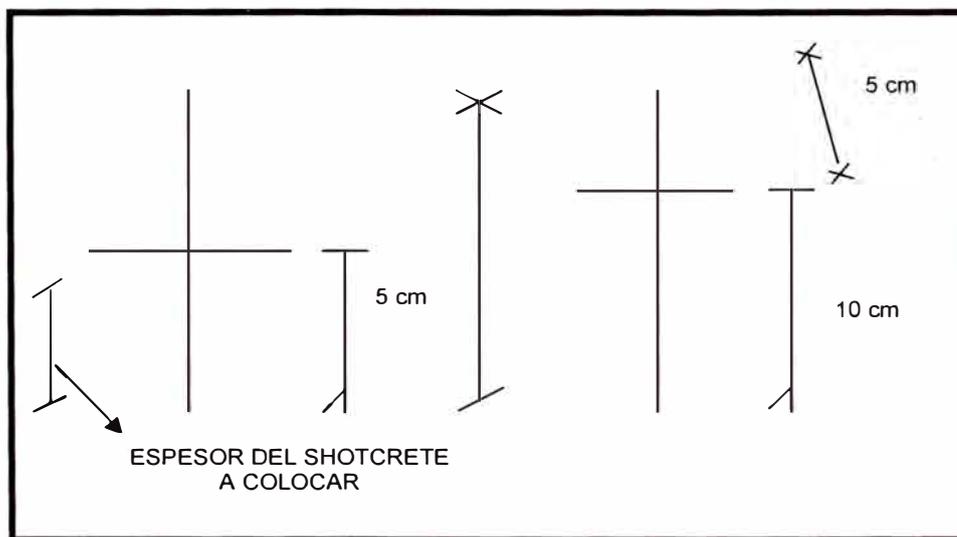
iv. Preparación del Terreno y Equipo.

Antes de aplicar el shotcrete debe efectuarse los siguientes trabajos:

- Desatar las rocas sueltas de la zona a aplicar el shotcrete
- En lo posible eliminar las protuberancias de rocas fuertes, pues estos puntos son zonas de debilidad para la capa de shotcrete.
- Lavar con agua la roca y si esta es deleznable con la presencia de agua, sopletear con algo de aire y agua, para limpiar la superficie de la roca y la adherencia del shotcrete a la roca sea buena.
- Iluminar esta zona con pantallas especiales para este trabajo.
- La base de los hastiales debe estar limpia para que el shotcrete aplicado sea efectuado desde el piso y no queden vacíos por donde se desprenda material suelto de la roca.
- La longitud de manguera recomendable es de 15 mt. para evitar atoros dentro de la manguera.
- La canastilla por donde ingresa el agua a la mezcla debe estar limpia para que el regado de la mezcla sea homogéneo.
- El personal que opera la lancha y su ayudante deben ser gente entrenada en este tipo de trabajo.
- La distancia que debe mantenerse entre la punta de la lancha y la superficie a aplicar debe ser de 1.50 a 1.80 m. y la aplicación debe ser perpendicular.
- En túneles debe comenzar la aplicación en la base de los hastiales hasta cierta altura, para después pasar al otro hastial y comenzar también desde la base y posteriormente cerrar en la bóveda.
- La aplicación debe efectuarse por capas delgadas dando tiempo a que la primera capa fragüe, para seguir aplicando las siguientes capas.
- Los espesores a aplicar shotcrete varían de acuerdo a la necesidad de la roca para estabilizarse desde 1" hasta 6" o más.

- La aplicación debe efectuarse haciendo ligeros círculos en el pistón, para evitar el rebote en exceso.
- A medida que se aplica el shotcrete se van colocando los calibradores, elaborados de alambre N°8, a fin de medir el espesor del shotcrete, estos alambres tienen una forma de cruz a los extremos, ubicados separadamente dependiendo del espesor de shotcrete solicitado.

Figura N° 14: Tipos de calibradores



v. **Aditivos**

El concreto lanzado se aplica en la mayoría de las veces en el frente de los túneles en ejecución, en paredes verticales y bóvedas de los túneles, por estos motivos es necesario que la fragua del concreto lanzado (shotcrete) sea rápida; por eso se utiliza acelerantes de fragua que generalmente son líquidos y algunas veces en polvo.

Los más recomendables son los acelerantes líquidos, los cuales ingresan ya mezclados con el agua en la "lancha" de proyección del shotcrete. Los aditivos pueden ser aluminatos o silicatos, los primeros están desplazando a los segundos, a pesar de ser más costosos, ya que son menos irritantes y afectan menos a la salud de los operadores.

El porcentaje de uso de los aditivos varia en función a la marca y sus componentes químicos y pueden estar entre un 4% a 8% del peso del cemento y una proporción aditivo/agua puede variar entre 1/3 y 1/10 generalmente, salvo casos muy especiales. El uso de los aditivos da a la mezcla una resistencia mayor al inicio pero al final baja la resistencia del shotcrete.

Cabe notar que, la dosificación exacta de la cantidad de aditivo, la marca el producto en su especificación técnica y la corrección o modificación estarán a cargo del Ing. Especialista, en función a su resultado y las condiciones de la roca o terreno.

vi. Resistencia

Sé esta generalizando tener una resistencia en el shotcrete que varían entre 145 kg/cm² y 210 kg/cm²; en casos excepcionales se utiliza mayores resistencias.

vii. Control de espesores

En túneles de secciones chicas donde la aplicación sea manual se colocan unos calibradores que consisten en una cruz que tiene longitud predeterminada y que se van colocando a medida que se aplica el shotcrete.

En los casos que se aplique shotcrete con fibras y en túneles de gran sección, deberá instalarse estos calibradores en forma sistemática antes de proceder a aplicar el shotcrete.

Los calibradores ayudan a colocar el shotcrete en forma más homogénea y cumpliendo con los espesores requeridos. En caso de dudas se tendrá que hacer perforaciones en el shotcrete para verificar su espesor. Esto garantizara el espesor instalado, la calidad y costo del trabajo de sostenimiento efectuado.

viii. Drenaje

No siempre se puede aplicar el shotcrete en roca seca, generalmente hay cierta humedad; en otros casos hay filtraciones y en el peor de los casos exudaciones de agua a través de la roca.

En los casos de humedad en el momento que se aplica el shotcrete se puede ir colocando drenes (mangueras), que sirven de vía de salida del agua. Donde hay filtraciones definidas es más recomendable hacer perforaciones en las cuales se coloca mangueras para que brote le agua a través de ellas.

Cuando las filtraciones son mayores, hay que tratar de encausar el agua con una serie de tuberías que dirija su descarga al pie del túnel y luego a un drenaje principal. Se puede usar también geotextil en zonas puntuales y pequeñas que aísla la pared mojada y sobre esta se aplica el shotcrete, creando una especie de embudo que canaliza la filtración.

Después de la aplicación y fraguado del shotcrete, a veces se puede observar filtraciones de agua a través del shotcrete; lo mejor es hacer taladros en estas zonas, para liberar presiones hidrostáticas que empujen al shotcrete.

ix. Combinaciones

El shotcrete o concreto lanzado se puede aplicar solo o con otros elementos que pueden ser pernos puntuales, pernos sistemáticos, malla y fibra. El uso de la malla esta siendo reemplazado por la fibra metálica con buenos resultados.

Se puede aplicar shotcrete sobre mallas de fierro corrugado: Malla de 10x10 cm. con armadura de 6 mm. y máximo 10 mm., así tendríamos un shotcrete estructural; Armaduras de fierro con mayores diámetros crean el efecto "sombra", pues detrás de los fierros quedan vacíos restándole calidad a la estructura.

x. Curado

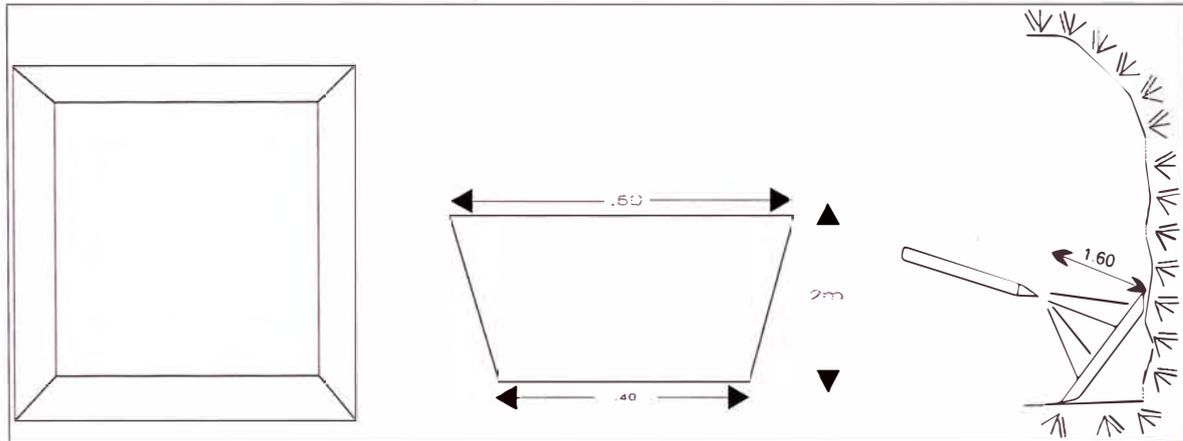
El shotcrete tiene por efecto de los aditivos una resistencia inicial alta, pero después baja y hay que ayudar a que el fraguado no sea violento, sino lento para evitar rajaduras. Es recomendable regar el concreto por lo menos 7 días.

xi. Control de Resistencia

Las muestras que se toman para controlar la resistencia del concreto lanzado son diferentes a las muestras de probetas que se estila para el concreto normal.

El muestreo se hace en campo en artesas de madera de 0.50 x 0.50 x 0.12 mt, estas deben ser llenadas por el shotcretero con las bateas generalmente formando ángulo de 60% con respecto a la vertical; Últimamente se toma las muestras en artesas que no tienen el lado inferior de la batea.

Figura N° 15: Diagrama de una bandeja para muestreo



Estas muestras deben ser tratadas como muestras del concreto normal, es decir, después de las 24 horas, deben ser colocadas en una poza de curado y a los 7 y 28 días son retiradas para tomar testigos con taladro diamantino de diámetro 5 cm. para ser sometidas a presión en una prensa rompe-testigos, haciendo la compensación de áreas para tener la resistencia real.

Existen otras pruebas como el método del desgarramiento o Pull Out Test, que consiste en la extracción por tensión de pernos incorporados en el concreto proyectado, generalmente se usan pernos de 6" a 8" de longitud por 5/8" de diámetro, con una arandela en la base y rosca en el otro extremo rosca.

El perno queda embebido en el concreto y después se extrae con una gata produciendo un tronco cónico, el cual es evaluado para determinar la resistencia inicial del concreto.

Shotcrete por Via húmeda

Se trabaja con morteros y hormigones con grandes rendimientos de bombas. Las bombas funcionan a alta velocidad a través de ductos hasta una boquilla, donde ingresa un chorro de aire comprimido con la que se obtiene un spray del mortero u hormigón que compacta bien en la roca.

El aditivo va en un recipiente de donde es bombeado a la mezcla en la boquilla, donde se tiene una canastilla para su distribución homogénea a la mezcla del concreto.

El cemento, el agregado y el agua se mezclan adecuadamente hasta conseguir una buena homogeneidad, se acostumbra aplicar un plastificante en el mixer que transporte el hormigón antes de su aplicación para evitar atoros en los ductos de bombeo del hormigón.

También se puede usar humo de sílice para tener un flujo denso y diluido de la mezcla y un hormigón mas compacto, que ayuda a la resistencia.

Los acelerantes se adicionan en la boquilla si son silicatos, y a 5 mt. aproximadamente si son aluminatos, esto para conseguir resistencias iniciales altas y favorecer la disminución del rebote.

Hay 3 grupos fundamentales de acelerantes:

- Silicato (Líquido): Con una dosificación del 10 al 18% del peso del cemento, produce caída en las resistencias finales (60 - 70%)
- Aluminatos (Polvo y líquido): Con una dosificación del 4 - 6 % del peso del cemento, son los mas utilizados.
- Libra de álcalis: Polvo y líquido con una dosificación del 4 - 6 % del peso del cemento, no altera la resistencia, no contamina ni causa daño a la piel.

El shotcrete húmedo se usa con fibra y mejora sus características (hay fibras de nylon, fibra de vidrio, polipropileno, etc.) las mas divulgadas es la metálica. Con la adición de fibras metálicas en el shotcrete hace que este mejore en sus propiedades

mecánicas, haciendo que disminuya su fragilidad y aumente su resistencia a la rotura y la capacidad de absorción de energía, disminuyendo la tendencia a rajarse. La proporción de peso empleada es de 30 hasta 90 kg/m³ de la fibra.

Ventajas y desventajas del shotcrete vía seca y la vía húmeda.

En el ámbito universal el porcentaje de utilización de vía seca es de 55% y vía húmeda de 45%, se esperaba que la vía seca quedara rezagada frente a la vía húmeda, pero la realidad no es así.

Vía seca

- ✓ En vía seca el control del agua y la consistencia de la mezcla se hace en la boquilla. Permite mayor longitud de tubería o manguera de trabajo (150 mt). Se adapta perfectamente para la utilización de robots.
- ✓ Los equipos son menos voluminosos y más económicos que el de la vía húmeda. Se adapta rápidamente a las necesidades de la obra, sin necesidad de limitación por fraguado de la mezcla.
- ✓ El sistema produce más polvo que en la vía húmeda. Los aditivos se añaden en la tolva o en la boquilla en polvo y líquido respectivamente.
- ✓ Velocidad de proyección alta: 80 – 100 mt/s.

Vía húmeda

- ✓ La adición de agua se controla perfectamente (A/C constante)
- ✓ Menor necesidad de aire comprimido
- ✓ Menos polvo que en la vía seca.
- ✓ El equipo es más voluminoso y mucho más costoso que en la vía seca.
- ✓ El aditivo acelerante solo puede incorporarse en la boquilla.
- ✓ Se adapta perfectamente para la utilización de robots.
- ✓ Menor rebote.
- ✓ Mayor producción como consecuencia del tamaño de los equipos (15 a 20 m³/hora)
- ✓ Velocidad de proyección inferior a la vía seca: 60 a 70 m/s.

Determinación del espesor del shotcrete (estimado)

$$t_c = \frac{D}{150} (65 - RSR)$$

Donde:

t_c = Espesor de shotcrete en pulgadas.

D = Diámetro de Excavación, en pies.

$$RSR = 13.3 \log. Q + 46.5$$

(Rock Structural Reting - Wickham -1971)

Q	RSR
0.1	33.2
0.5	42.5
1	46.5
5	55.8
10	59.6

Capacidad de la carga del shotcrete

$$P_{smax} = \frac{1}{2} \sigma_{SHOT} \left[1 - \frac{(r_i - t_c)^2}{r_i^2} \right]$$

Donde:

P_{smax} = Presión Máxima de Soporte (Kg/cm²)

σ_{SHOT} = Resistencia a la compresión del Sho (Kg/cm²)

r_i = Radio de excavación del túnel

t_c = Espesor del Shotcrete (cm)

C) Cimbras

Las cimbras son arcos metálicos de sección W, estas deben contornear la forma típica de la sección que está siendo excavada. Las cimbras deben trabajar monolíticamente con la roca, para esto se complementan con la colocación de planchas acanaladas, entre cimbra y cimbra, y se rellena el espacio plancha-roca con bolsacretos (bolsas de polipropileno rellenas con una mezcla pobre de agregado y cemento), se tiene la opción de rellenar también con rocas. Se recomienda, a fin de asegurar el adecuado contacto y repartición de esfuerzos con la roca, regar los bolsacretos colocados antes de soldar totalmente todas las planchas y cerrar el acceso a la roca, esto a fin de iniciar la fragua.

Replanteo topográfico

Actividad muy importante para la buena ejecución de instalación de Cimbras, y para el cumplimiento de la conservación del eje y gradiente del proyecto. Consiste en dos pasos:

✓ Traslado de eje de túnel hacia la zona de trabajo

a. Se instala el teodolito a la altura del último punto topográfico del eje del túnel, el cual se encuentra en el techo, dicho punto se baja a través de una plomada de punta torneada hasta hacer coincidir con el eje del limbo del teodolito, luego se hace ceros a un punto atrás ubicado en el techo, que también es bajado con una plomada de similar condición que la anterior, después de esta se hace un giro de 180° al limbo del Teodolito obteniendo así la alineación requerida en el eje del túnel; el objetivo de esta operación es ubicar un segmento o línea física en la solera mediante un cordel para el control de la distancia entre los pies derechos y el eje.

Mientras el topógrafo hace esta operación, el Capataz de turno realiza dos excavaciones en el piso con pico y lampa una de ellas entre la penúltima y última cimbra, y el siguiente pegado al frente coordinando con el topógrafo de tal manera que dichos puntos queden aproximadamente al centro de la solera.

En cada excavación hecha se instalará un bloque de roca plana ó bolsacreto en forma de plantilla, el cual debe quedar fijada con material fino para evitar cualquier movimiento posterior durante la instalación de Cimbra.

b. Una vez fijada los bloques de roca en sus respectivos ubicaciones el topógrafo con un ayudante provisionado del personal del frente, inicia la operación de determinar un segmento en cada bloque de roca, coincidente con el eje del túnel, determinando en ella dos puntos y su posterior empalme mediante una regla y un lápiz, teniendo los segmentos respectivos en cada bloque de roca se instala un cordel entre ambos bloques, obteniendo así un segmento o línea física coincidente con el eje del túnel, a partir de esta línea determinada en la solera del túnel que prácticamente abarca para la instalación de uno o dos cimbras, se determina la distancia en forma práctica a cada pie derecho de la cimbra.

Traslado de niveles hacia la zona de trabajo

La línea de gradiente está marcada a 0.80 mts a partir del lado extremo superior y a 1.20 mts del lado extremo inferior, esta marca está hecha con pintura esmalte de color rojo en los pies derechos. La manera práctica de trasladar el nivel o gradiente es haciendo coincidir un cordel en los puntos de gradiente de las cimbras anteriores ya instaladas, proyectando el cordel hasta la zona del área de trabajo en donde las marcas del punto de gradiente de los pies derechos deben coincidir con el cordel para mantener el gradiente requerido, es muy importante efectuar un chequeo topográfico en forma continua.

Desquinche y perfilado

El punto de ubicación de los pies derechos se determina presentando el distanciador a partir de la cimbra anterior fija, dicho punto se evalúa mediante un flexometro, la distancia horizontal que debe haber entre el hastial y el eje de túnel, asimismo de la altura de la línea de gradiente presentada con el cordel debe medir 1.20 mts. Si estas distancias no cumplieren con las medidas requeridas se realizará la actividad de desquinche y perfilado.

La actividad de desquinche y perfilado se refiere a la excavación que se realiza en frío sin el uso de explosivo, los equipos utilizados para esta actividad son las

patilladoras Tex 11 y Tex 32 según se requiera, tanto en el piso, hastial y bóveda, en el caso del piso se complementa con el pico y lampa hasta conseguir las medidas requeridas, la altura del piso se considera teniendo en cuenta siempre en su base un taco de bolsacreto para instalar el pie derecho, en caso de que exista una sobre excavación en el piso se regulariza con sacos de bolsacreto.

Es importante tener presente cuando existen una continuidad de colocación de cimbras, el trazo topográfico deberá variar a una sección de mayor que permite la instalación de las cimbras con un mínimo de desquinche y perfilado descrito anteriormente.

Instalación de los pie derechos y arcos

Las cimbras se colocarán a una separación que puede variar de 0.50 m. a 1.50 m., esto debido al tipo de auto-sostenimiento de la roca excavada, condiciones Geomecánicas del terreno y la longitud de la perforación.

Para estas operaciones se necesita una plataforma adecuada especialmente para este tipo de trabajo, hasta una distancia necesaria para que facilite la instalación de uno o dos cimbras, provista de bolsacretos, adicionalmente a esto se debe tener un $\frac{1}{2}$ cilindro para que sea usado como piso, de tal manera que el personal de fortificación tenga toda la facilidad del caso para realizar el trabajo.

Los arcos deben estar ubicados en la posición longitudinal de extremo a extremo sobre la plataforma según la cantidad de cimbras a instalarse ya sea uno o dos; ,asimismo los distanciadores y otros accesorios deben estar en la cantidad necesaria sobre la plataforma.

Antes de iniciar el levante del arco para su respectiva ubicación en las bridas de los pies derechos, se debe abrir las alas de la plataforma con sus respectivos seguros, que viene a ser un pasador que atraviesa el ala y el soporte, asimismo las herramientas necesarias para la conexión de las bridas con los pernos respectivos.

Contando con todos los materiales y herramientas necesarios, se procede a levantar el arco de la cimbra, empernar y ajustar. Es importante contar con personal

capacitado que efectúe trabajos diversos, y el capataz fuera de ser el líder apoya en la producción.

Verificación de la verticalidad y perpendicularidad de la cimbra

✓ Verticalidad

Finalizando la instalación de los cáncamos respectivos a todos los pies derechos, previa evaluación de las distancias del eje hacia los pies derechos. Se inicia la verificación de la verticalidad de la cimbra al eje del túnel, esta operación se realiza con un nivel de mano de albañil colocando en el pie derecho de tal manera que la burbuja horizontal del nivel debe quedar centrado, esta operación se efectúa con todos los pies derechos. En el momento en que se coloca el nivel de mano en el pie derecho y encontramos la burbuja descentrada se hace la palanca con una barretilla entre la roca y la cimbra en posición contraria a la burbuja, hasta conseguir que la burbuja del nivel quede centrado.

✓ Perpendicularidad

La verificación de la perpendicularidad de las cimbras es necesario poner a escuadra con el teodolito y cada cierto número de cimbras chequear la perpendicularidad con el uso de plomada y cordel entre las patas de las cimbras.

Entibado de los pies derechos

Al concluir la evaluación de la verticalidad y de las distancias del eje hacia los pies derechos se hace el reajuste de los cáncamos hasta empalmar esta con la superficie de la cimbra, de tal manera que el doble de uno de los extremos quede abrazando al pie derecho en una posición contraria hacia el frente del túnel, se suelte el gancho del cáncamo a la cimbra.

Para que pueda soportar el impacto de las voladuras posteriores en el túnel, se ejecuta el entibado o bloqueo de los pies derechos con material mezclado, ya sea bloques de roca y sacos de bolsacreto de abajo hacia arriba previo humedecimiento de los bolsacretos antes de iniciar el bloqueo o entibado; dicho bloqueo debe ser al 100% en toda la columna detrás del pie derecho.

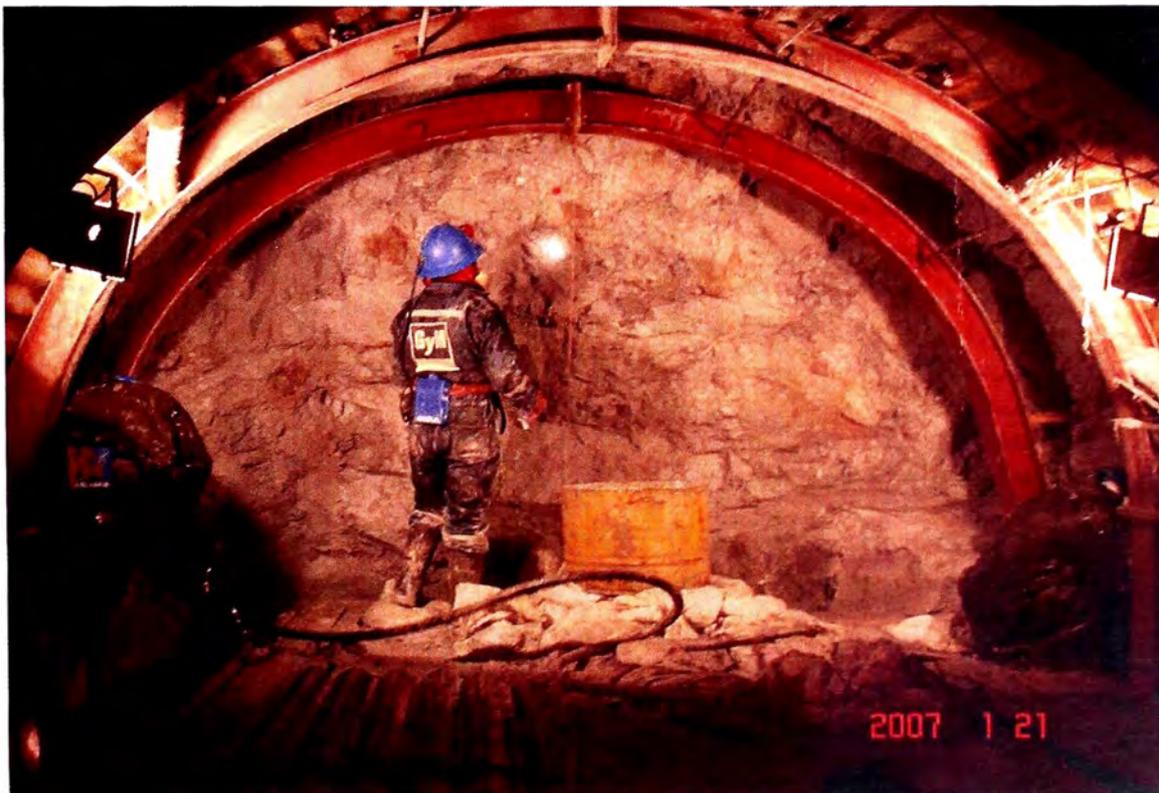
Entibado de la bóveda

Para iniciar los trabajos de entibado o bloqueo de la bóveda se traslada nuevamente la plataforma adecuada y especializada para este tipo de trabajo, hasta una distancia requerida para el entibado de una o dos cimbras.

El entibado de la bóveda se realiza previa colocación de la plancha acanalada cuyas dimensiones son 0.90 x 1.60 x 0.003 m., a partir del empalme de la brida del arco y el pie derecho, punto hasta donde se debe haber bloqueado los hastiales con sacos y/o rocas.

El entibado de la bóveda se realiza atacando por ambos extremos, contando para ello con el personal suficiente y adecuado según la distribución para el cumplimiento de esta. La posición de instalación de la plancha acanalada es de manera que los canales vayan paralelos al eje de dirección del túnel.

Figura N° 16: Vista durante la instalación de cimbra



1.6 Sostenimiento realmente colocado, independientemente de lo estipulado en la Tabla de clasificación de rocas y sostenimientos recomendados por CMBSAA

Buenaventura luego de una serie de análisis técnicos, en campo y gabinete, determinó que para las condiciones reales de la roca, se debería modificar la modulación de los sostenimientos, con las siguientes normativas.

ROCA IIIB

En este tipo de roca se ha cumplido con lo estipulado en la tabla de sostenimiento de CMBSAA; toda la roca excavada en este tipo de roca ha sido sostenida con malla electrosoldada y split sets combinados con pernos con resina; excepcionalmente, se aplicó shotcrete, como en el caso de los portales de las ventanas de carguío.

ROCA IVA

El sostenimiento propuesto para este tipo de roca es de pernos sistemáticos espaciados entre 1m. y 1.5m. con malla de refuerzo y de 2" de shotcrete. Sin embargo, debido a la calidad de la roca que en el tiempo y por la presencia de humedad se descompone. Se usaron cimbras, un sostenimiento más pesado, pero que garantiza la estabilidad de la roca remanente. Otro factor que influyó en este sostenimiento fue la proximidad del material coluvial el cual en presencia de agua ejerce mayores presiones que podrían afectar el shotcrete aplicado. Las cimbras se colocaron en promedio a 1.50m de separación.

ROCA IVB y V

Se cumplió con el sostenimiento con cimbras para la roca tipo IV, se colocaron las cimbras espaciadas a 1.20m. y para la roca tipo V a 1.00m. de separación. En ciertos tramos de roca V se hizo uso de los spilling bars, shotcrete preventivo sobre el desmonte y en 2 ocasiones especiales se usó el método del "núcleo" en la excavación, que se explica en detalle en el ítem 4.9. En estos casos, se usaron cimbras de 3 cuerpos, colocando primero el arco de bóveda para dar un sostenimiento provisional a las labores, y colocando después los elementos verticales.

1.7 Rampas positivas y negativas en interior mina

Las rampas se hicieron con gradientes de +14% o -14% en los tramos en tangente, y con pendiente de 0% en los tramos de curva. Esta pendiente es fuerte y la velocidad de desplazamiento de scooptrams y dumpers es mucho menor que en una gradiente sub-horizontal.

Debido a la exigencia de la mina se hizo necesario disponer de una cuadrilla especializada en el "ribeteo" con madera en las cunetas (encofrado con madera, del lado de la vía), o cuneta de concreto cuando se tenía sostenimiento con cimbras; así mismo, en los tramos excavados con cimbras se construyeron zapatas de concreto en las patas de las cimbras.

En la excavación de frente doble (Rampa Mario Positiva con Galería 690E), se tuvo que implementar una cuadrilla exclusiva de sostenimiento de 4 personas, para poder optimizar el uso del Jumbo, ya que era factible sacar disparos en los dos sub-frentes. Las rocas tipo IIIA y IIIB, siempre según estándar, deben tener sostenimiento con pernos, malla y split sets; para agilizar el sostenimiento, se decidió utilizar un plataformado del desmonte para evitar el uso de camión elevador, esto mejoró la rapidez en la colocación de malla, pero fragmentó la extracción del desmonte, el cual se hizo en 2 etapas (mayor consumo de equipos).

En la excavación de rampas negativas con fuertes filtraciones de agua, se insumieron más horas-hombre por la operación de retirar las bombas del frente y reponerlas después del disparo, para luego proceder a su acercamiento al frente a medida que se va sacando el desmonte y bajando el nivel del agua.

En las rampas, debido a la fuerte pendiente de diseño (14%), se decidió acercar las ventanas de carguío, a fin de cortar transportes largos en el cucharón del scooptram y mejorar el tiempo del ciclo. Debido a los disparos generalizados de toda la mina, el tiempo de ventilación se incrementó de ½ hora a 1 hora en promedio.

Las rampas generalmente tienen desarrollos cortos y curvos, y para efectuar las curvas se debe de disminuir la longitud de perforación, lo cual significa mayor N° de horas del equipo de perforación.

1.8 Sistemas de excavación subterránea

Para el desarrollo de la excavación de túneles se requiere de equipo e instalaciones de apoyo, el suministro de energía servicios de agua y aire y de condiciones adecuadas para el personal.

En principio, existen dos grandes sistemas de excavación subterránea, definidos por la forma de eliminación de los escombros producidos por la voladura.

- El Sistema Decauville, o sobre rieles.
- El Sistema Trackless, o sobre llantas.

En el primero de ellos, los equipos (locomotora, vagón, plataforma, entre otros) transitan sobre una trocha de línea férrea extendida a lo largo del túnel que se excava. Como consecuencia, todos los equipos tendrán ruedas metálicas (truques). En el segundo sistema, los equipos (dumper, scooptram, camiones, entre otros) se movilizan sobre ruedas neumáticas a lo largo de una superficie de rodadura.

1.8.1 Sistema Decauville

Se detallan los criterios de utilización.

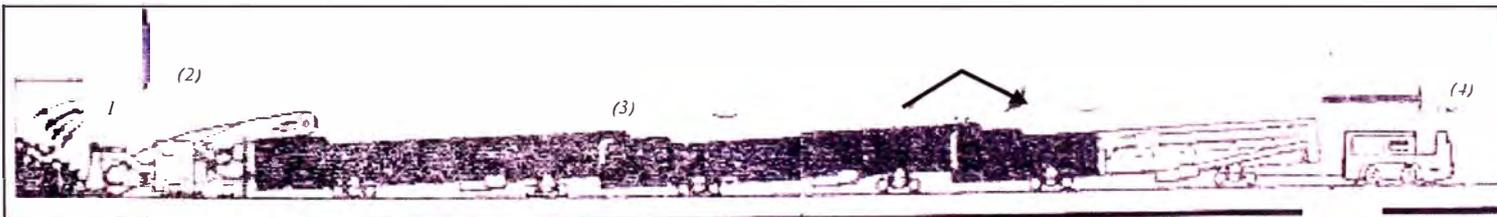
- En tramos largos, las locomotoras son más eficientes, pueden transportar mayor volumen de escombros con menor potencia, menor número de operadores y con menores requerimientos de ventilación. Debido a que son compactos y relativamente angostos, este equipo de gran capacidad puede operar eficientemente en túneles de diámetros o secciones relativamente pequeños y diámetros grandes.
- El equipo sobre rieles es el más apropiado para túneles húmedos, pues puede operar aun en caminos inundados. Además, puede adaptarse más fácilmente y/o completarse para el concretado del túnel.
- La pendiente óptima de trabajo es de 2 /1000.

Figura N° 17: Sistema Decauville



FUENTE: Cortesía Obra: Túnel Patón

Figura N° 18: Sistema Decauville (2)



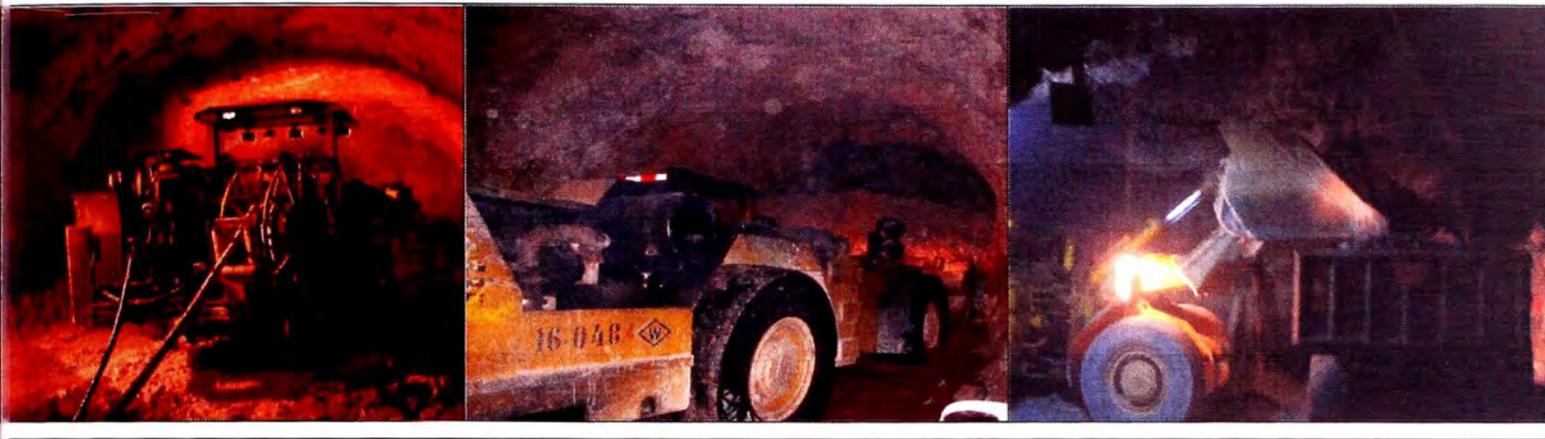
FUENTE: Cortesía Obra: Túnel Patón

(1) Pala carga desmonte, (2) Faja transporta carga, (3) Llenado vagones, (4) Locomotora lleva convoy

1.8.2 Sistema Trackless

Este sistema será el detallado a lo largo del presente trabajo, y se podrán notar las bondades y desventajas de este tipo de sistema.

Figura N° 19: Sistema Trackless

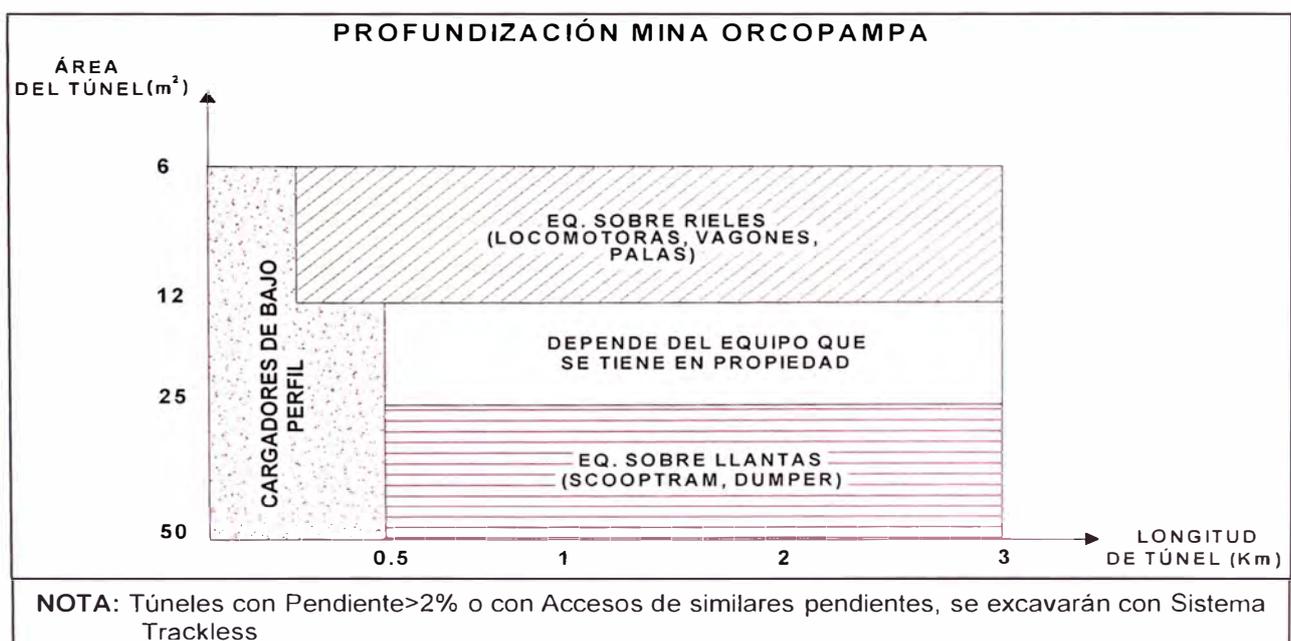


FUENTE: Edición de obra

A menudo, el sistema de excavación condiciona también el de revestimiento de las excavaciones (concretados o sostenimientos definitivos). La elección de uno u otro sistema de excavación depende de las características de las excavaciones (secciones, longitud de excavación, pendiente del túnel) y del equipo que se tenga en propiedad.

En la Figura N° 20, se puede observar un esquema gráfico con los criterios de selección de equipos de excavación, esto ha sido generado como producto de las nuevas experiencias adquiridas en GyM, realimentando los datos anteriormente obtenidos en las distintos proyectos ejecutados.

Figura N° 20: Selección de equipos de excavación.



FUENTE: Edición de obra

1.9 Indicadores de túneles en obras civiles vs. rampas en mina

Los indicadores de H-H/ml y H-H/m³ en los túneles excavados para obras civiles difieren bastante comparados con túneles rampas ejecutados en el interior de minas en operación. Indudablemente, los indicadores en mina son mayores por los siguientes conceptos fundamentales, considerando equipos de características similares:

La gradiente en túneles de obras civiles es suave hasta 1.5%, lo cual permite una mayor velocidad de desplazamiento de los equipos para su movilización y desmovilización en el frente. En interior mina, puede llegar a 14%.

La ventilación en túneles de obras civiles es más eficiente y rápida, lo cual permite ingresar al frente disparado antes de media hora. Esto debido a que la ventilación es específica para el túnel en excavación, sin que se vea afectada por el disparo o ventilación de otros frentes, como en el caso de las minas.

El bombeo del agua es mínimo en túneles civiles, un buen porcentaje sale por gravedad, solo se usa bombas de achique en el frente. En mina, se construyen rampas negativas que acumulan el agua de perforación, de filtración y, ocasionalmente de otras labores en el frente de avance.

En túneles civiles las ventanas de carguío se pueden hacer cada 200 metros o más, interrumpiendo el avance del frente con menor frecuencia. En mina se deberá evaluar las velocidades en subida y en bajada de los equipos y analizar lo más conveniente.

La cuneta en túneles civiles que se excava generalmente es de 0.30x0.20 mts. y no lleva ningún tipo de revestimiento; no hay personal adicional exclusivo para excavar y revestir cuneta.

Los disparos no tienen horarios fijos, no se pierde tiempo esperando el horario de disparo, ni a otras empresas contratistas para disparar en conjunto, como en el caso de las minas, donde se trabaja con varias labores en simultáneo.

Para el caso de túneles civiles, no hay demasiado manipuleo para instalar tuberías y bombas en el frente de avance para evacuar el agua acumulada después de los disparos.

El sostenimiento que se instala en túneles civiles es el requerido por el tipo de roca y posteriormente se hace un revestimiento con concreto o shotcrete, no hay un estándar mínimo que se ponga de sostenimiento, esté o no esté bien la roca, como en el caso de las minas; ya que por efectos de la profundidad la estabilidad de la roca va decayendo más rápidamente a lo largo del tiempo. Por ejemplo en una mina, hay dos escenarios bien claros; el primero referido al tiempo, ya que una perforación se encuentre hoy en una roca tipo 3b, después de un tiempo podría ser 4a; el segundo referido a la funcionalidad, ya que si es una labor permanente tendrá un sostenimiento definitivo respecto a otra temporal. Con todo esto, en un túnel civil no hay necesidad de tener una cuadrilla permanente para sostenimiento.

CAPÍTULO II: Metrados y Presupuesto



2.0 METRADOS Y PRESUPUESTO

2.1 **Medrado inicial y final**

La variación principal en los metrados inicial vs. final se debió al cambio de las metas físicas, llamado además desarrollo, otra variación presentada fue el tipo de roca encontrado respecto al proyectado; estas variaciones fueron presentadas en los Cuadros N° 1 y N° 2, variaciones en los metrados de excavación, que como valores globales se tienen:

Profundización Mina Orcopampa 1

Metrado Proyectado: 2,139 ml.

Metrado Ejecutado: 2,185 ml.

Profundización Mina Orcopampa 2

Metrado Proyectado: 7,846 ml.

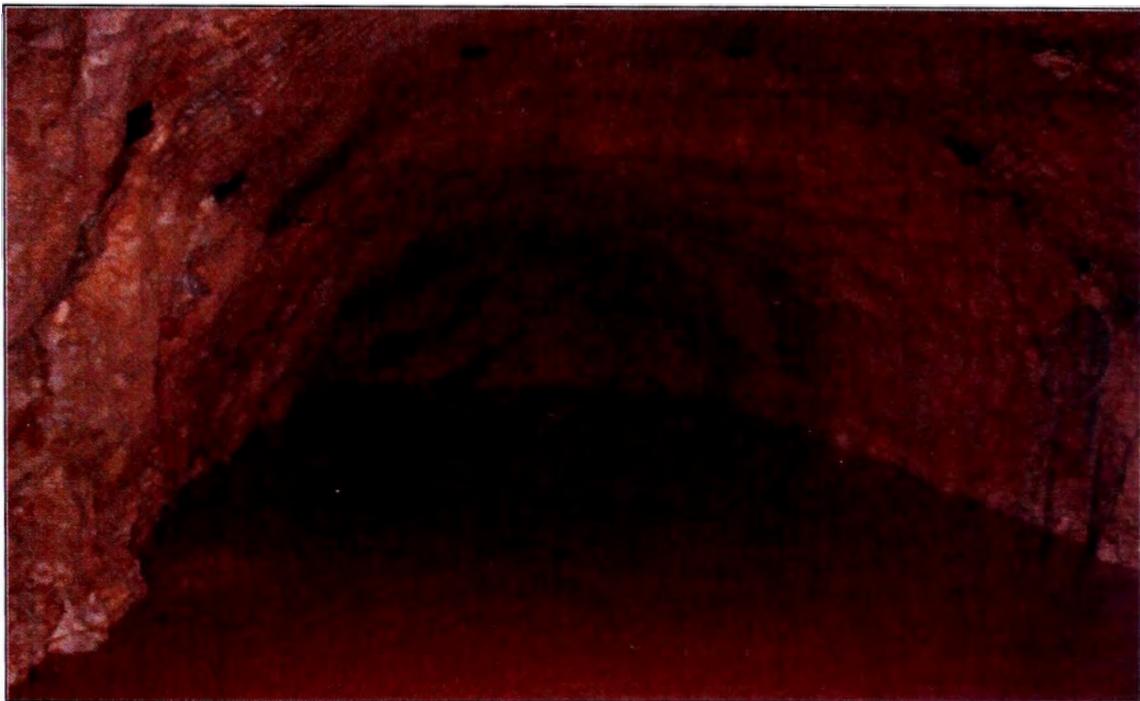
Metrado Ejecutado: 9,129 ml.

En Orcopampa 2, donde existe la mayor variación en metrados, fueron agrupándose una serie de eventos que llevaron a la ampliación progresiva de las metas físicas, se mencionan algunos:

- Se iban encontrando nuevas vetas, mientras se excavaba la profundización, lo que originó la continuación de muchos frentes de avance.
- Durante el desarrollo, se cruzaron rocas que eran de menor calidad de las estudiadas en los sondajes, lo que obligaba a replantear los trazos, buscando el mejor camino, tanto de desarrollo como seguridad.
- Se encontraban “depósitos de agua subterránea”, que por sondeos y estimaciones, se tendía al exceso en tiempos de bombeo; ante esto se estudiaban las maneras de desarrollar otro trazo.
- La necesidad del desarrollo de la mina hacía que se intensifiquen los sondeos, denominados también perforaciones diamantinas, lo cual hacían extender, en algunos metros, determinadas excavaciones cortas; muchas de ellas destinadas a ventanas de carguío o ventanas de volteo.

- Por los buenos resultados en eficiencia, seguridad y calidad, y de manera conjunta se pactaron excavaciones adicionales y alternativas para beneficio mutuo.
- Las condiciones ambientales, muchas veces extremas, obligaban a dejar el frente de trabajo hasta normalizar dichos elementos (temperatura, oxígeno, entre otros); mientras sucedía eso, se avanzaban otros frentes no previstos para aprovechar los recursos y mano de obra.

Figura N° 21: Cambio de trazo por gran presencia de agua



FUENTE: Edición de obra

2.2 Cambios en la meta física (final)

Como ya se indicó el cambio en la meta física está relacionada directamente con el trazo del proyecto. Las razones son diversas, que también se indicaron, pero todo trae consigo el aumento o disminución del sostenimiento correspondiente.

Se tratará de mostrar, de manera sencilla, los cambios producidos en los frentes de avance principales. Esto se muestra en las Figuras N°22, N°23, N°24 y N°25. Cabe notar, que se está analizando la principal causa del cambio en los metrados, además de ser el que tiene mayor grado de cuantificación en campo.

Figura N° 22: Esquema de obra según contrato – Orcopampa 1

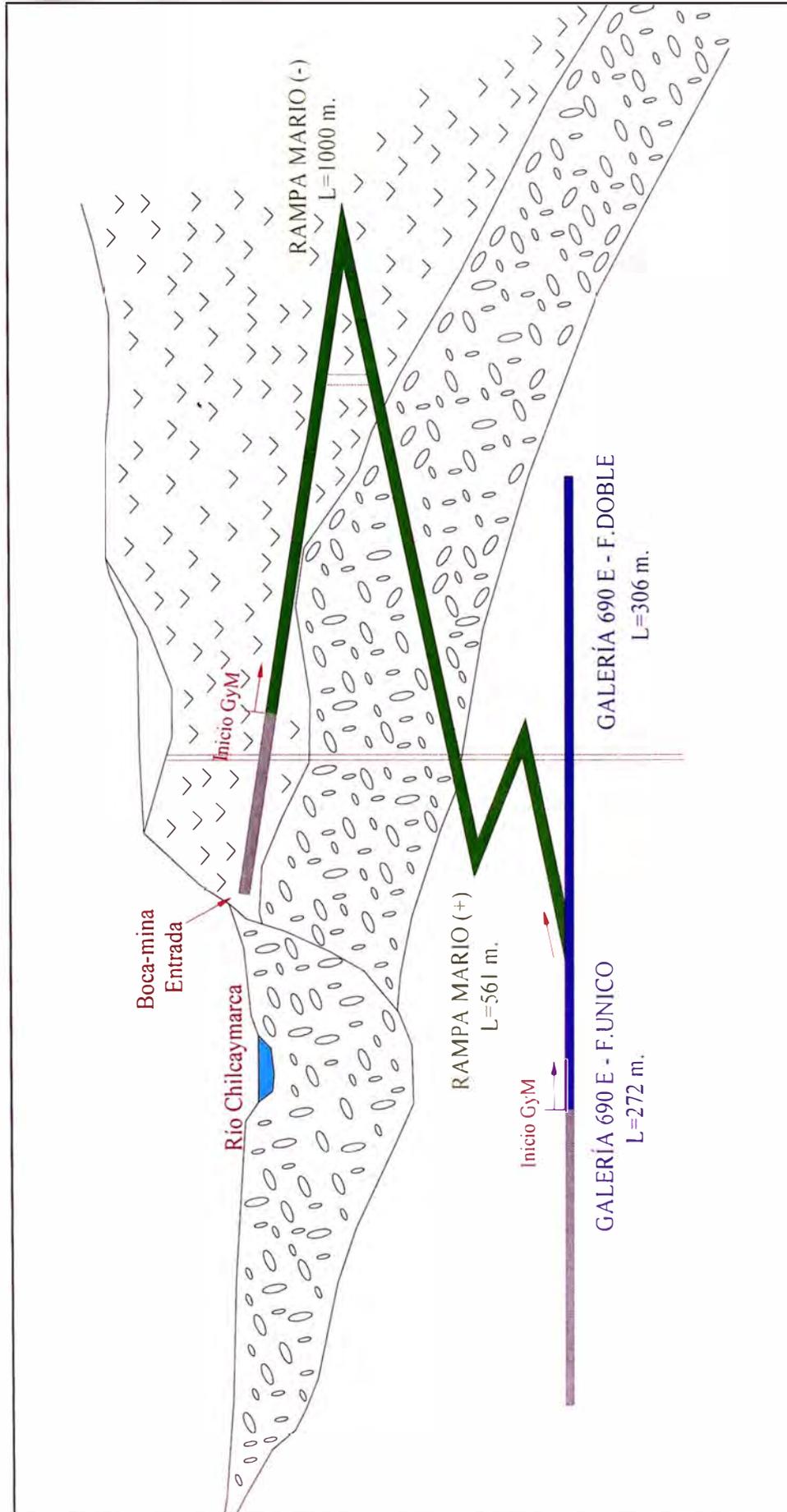


Figura N° 23: Esquema real de obra – Orcopampa 1

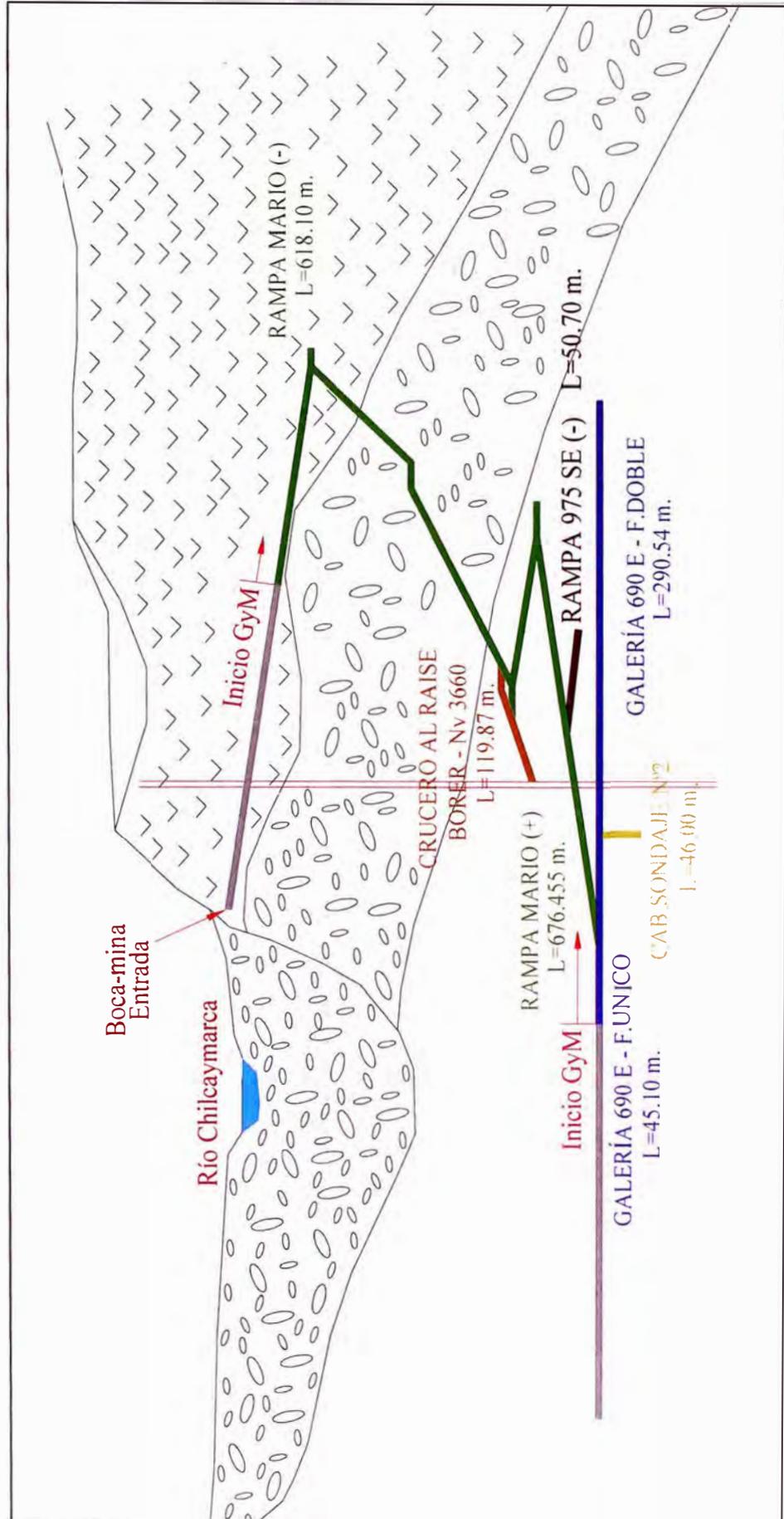


Figura N° 24: Esquema de obra según contrato – Orcopampa 2

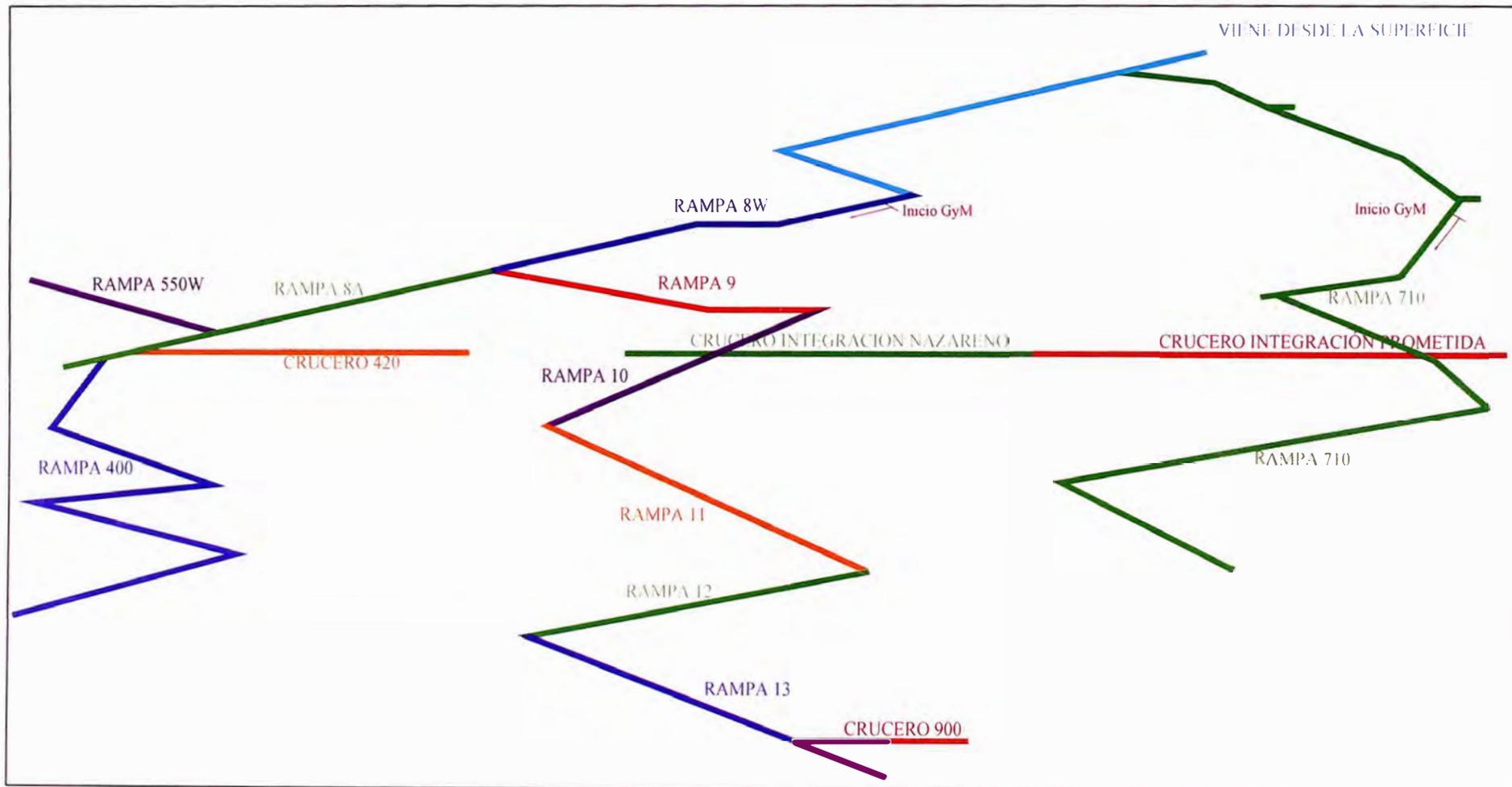
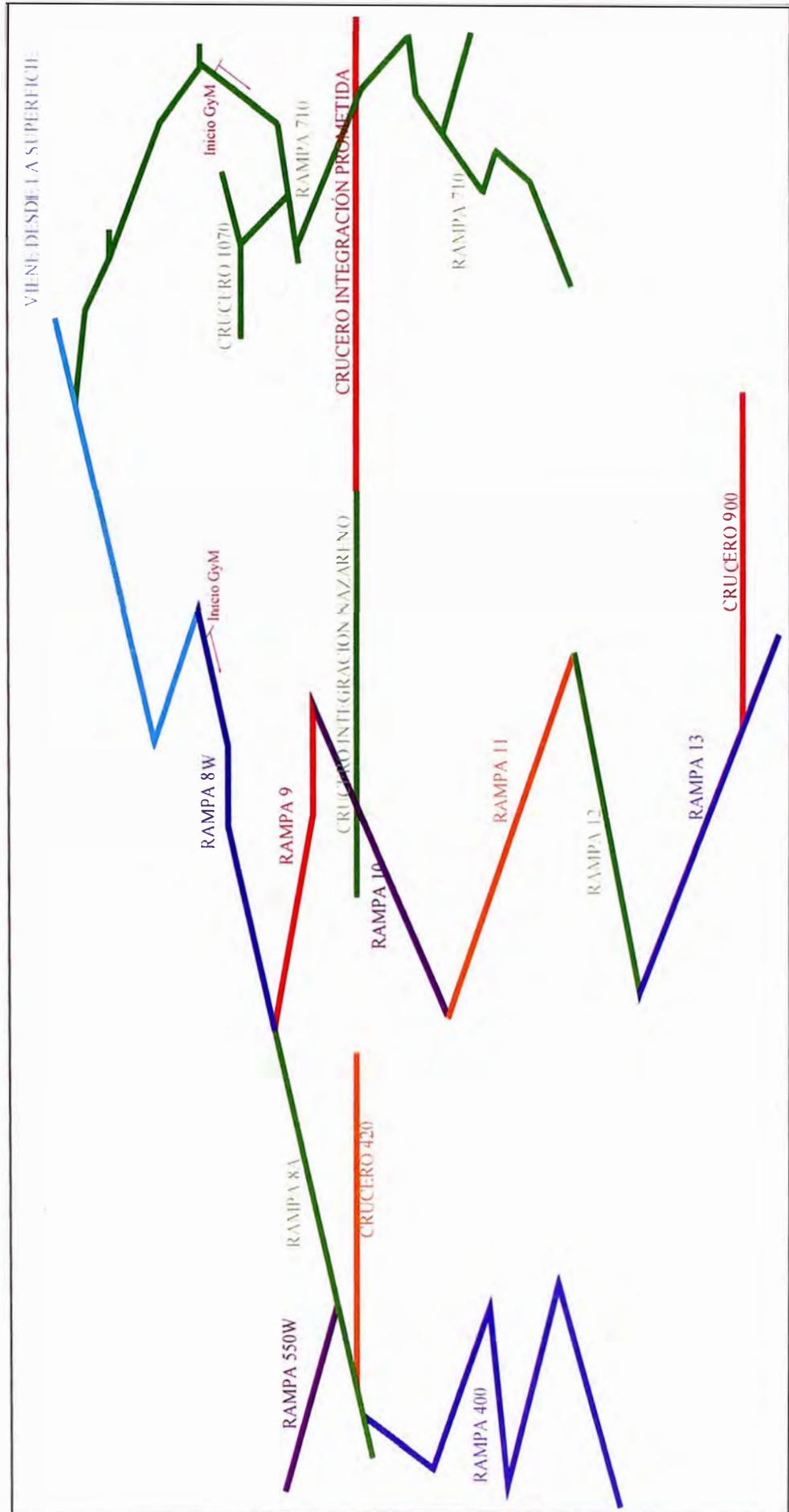


Figura N° 25: Esquema real de obra – Orcopampa 2



2.3 Esquema general de Presupuesto y Precios Unitarios

Un Presupuesto, que incluye su respectivo análisis de precios unitarios, puede ser presentado de distintas maneras o formas; pero siempre debe tener cuantificado los elementos de los siguientes grandes rubros:

Mano de Obra

Materiales

Equipos

Sub-contratos

Gastos generales o Costos indirectos, que usualmente son manejados como monto mensual o suma alzada sobre el total del presupuesto

A continuación se presentarán unos Análisis unitarios de referencia, elaborados en función a la experiencia en Orcopampa 1 y Orcopampa 2, cabe notar que los Precios unitarios han sido sacados del mercado o de cotizaciones en diversos proveedores. Como consecuencia, estos Montos unitarios no responden a los trabajos realmente en Orcopampa 1 y Orcopampa 2, pero servirán para tener una buena herramienta de costo.

Todos se mostrarán en las Figuras N° 26 y N° 27.

Figura N° 26: Análisis unitarios de Trabajos generales

Partida		Movilizacion					
						Costo unitario directo por : gbl :	40,000.00
Código	Descripción Recurso	Subcontratos	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$
	Movilización		gbl	1.0000	1.0000	40,000.00	40,000.00
Costo Directo							40,000.00

Partida		Desmovilizacion					
						Costo unitario directo por : gbl :	40,000.00
Código	Descripción Recurso	Subcontratos	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$
	Desmovilización		gbl	1.0000	1.0000	40,000.00	40,000.00
Costo Directo							40,000.00

Partida		Almacenes, talleres, laboratorio, baños					
						Costo unitario directo por : mes :	8,170.00
Código	Descripción Recurso	Subcontratos	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$
	Obras Civiles Complementarias		gbl		0.1000	8,500.00	850.00
	Contenedores para almacenes, oficina, talleres, vestuarios y laboratorio		mes		1.0000	4,600.00	4,600.00
	Alquiler de 1 casa para Staff, inc servicios		mes		1.0000	750.00	750.00
	Equipamiento y amoblamiento de casa, oficina, almacen, taller		gbl		0.1000	10,500.00	1,050.00
	Baños Portátiles		mes		1.0000	770.00	770.00
	Mantenimiento		mes		1.0000	150.00	150.00
Costo Directo							8,170.00

Figura N° 27: Análisis unitarios de Excavación y Sostenimiento

Partida		Excavación en roca tipo 3a					
						Costo unitario directo por : m :	744.20
Código	Descripción Recurso		Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$
	Herramientas	Materiales	%MO		3 0000	190.82	5.72
							5.72
		Equipos					
	Jumbo de 2 brazos (C.O)		hm		0 4538	63 00	28 59
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O)		hm		2 9757	31 70	94 33
	Carro Utilitario (C.O.)		hm		0 0893	17 00	1 52
	Plataforma elevadora (C.O)		hm		0 0742	8 00	0 59
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O)		hm		0 1304	28 00	3 65
	Camión volquete de 6 m3 (C.O)		hm		1 4000	1 50	2 10
	Jumbo de 1 brazo (C.O)		hm		0 3426	34 00	11 65
	Electrobomba de 22 kw (C.O)		hm		6 4000	3 00	19 20
							161.63
		Subpartidas					
	Mano de obra (Permanencia 1 día completo)		dia		0 1555	1 227 00	190 82
	Equipo (Permanencia 1 día completo)		dia		0 1555	1 433 89	222 99
	Materiales para Roca tipo III-a		ml		1 0000	163 04	163 04
							576.85
Costo Directo							744.20

Partida		Excavación en roca tipo 3b					
						Costo unitario directo por : m :	806.86
Código	Descripción Recurso		Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$
	Herramientas	Materiales	%MO		3 0000	215 35	6 46
							6.46
		Equipos					
	Jumbo de 2 brazos (C.O)		hm		0 4794	63 00	30 20
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O)		hm		2 9757	31 70	94 33
	Carro Utilitario (C.O.)		hm		0 0893	17 00	1 52
	Plataforma elevadora (C.O)		hm		0 0742	8 00	0 59
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O)		hm		0 1304	28 00	3 65
	Camión volquete de 6 m3 (C.O)		hm		1 6250	1 50	2 44
	Jumbo de 1 brazo (C.O)		hm		0 4219	34 00	14 35
	Electrobomba de 22 kw (C.O)		hm		8 7830	3 00	26 35
							173.43
		Subpartidas					
	Mano de obra (Permanencia 1 día completo)		dia		0 1755	1 227 00	215 35
	Equipo (Permanencia 1 día completo)		dia		0 1755	1 433 89	251 67
	Materiales para Roca tipo III-b		ml		1 0000	159 95	159 95
							626.97
Costo Directo							806.86

Partida		Excavación en roca tipo 4a					
						Costo unitario directo por : m :	942.10
Código	Descripción Recurso		Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$
	Herramientas	Materiales	%MO		3 0000	274 87	8 25
							8.25
		Equipos					
	Jumbo de 2 brazos (C.O)		hm		0 5819	63 00	36 66
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O)		hm		2 9757	31 70	94 33
	Carro Utilitario (C.O.)		hm		0 0893	17 00	1 52
	Plataforma elevadora (C.O)		hm		0 0742	8 00	0 59
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O)		hm		0 1304	28 00	3 65
	Camión volquete de 6 m3 (C.O)		hm		1 9300	1 50	2 90
	Jumbo de 1 brazo (C.O)		hm		0 4219	34 00	14 35
	Electrobomba de 22 kw (C.O)		hm		11 7000	3 00	35 10
							189.10
		Subpartidas					
	Mano de obra (Permanencia 1 día completo)		dia		0 2240	1 227 00	274 87
	Equipo (Permanencia 1 día completo)		dia		0 2240	1 433 89	321 22
	Materiales para Roca tipo IV-a		ml		1 0000	148 67	148 67
							744.76
Costo Directo							942.10

Continuación Figura N° 27: Análisis unitarios de Excavación y Sostenimiento

Partida		Excavación en roca tipo 4b					
		Costo unitario directo por : m				1,246.54	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$	
		Materiales					
	Herramientas	%MO		3.0000	414.19	12.43	
		Equipos				12.43	
	Jumbo de 2 brazos (C.O)	hm		0.7100	63.00	44.73	
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O)	hm		2.9757	31.70	94.33	
	Carro Utilitario (C.O.)	hm		0.0893	17.00	1.52	
	Plataforma elevadora (C.O)	hm		0.0742	8.00	0.59	
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O)	hm		0.1304	28.00	3.65	
	Camión volquete de 6 m3 (C.O)	hm		1.7180	1.50	2.58	
	Jumbo de 1 brazo (C.O)	hm		0.4219	34.00	14.35	
	Electrobomba de 22 kw (C.O)	hm		14.0000	3.00	42.00	
						203.75	
		Subpartidas					
	Mano de obra (Permanencia 1 dia completo)	dia		0.3376	1,227.00	414.19	
	Equipo (Permanencia 1 dia completo)	dia		0.3376	1,433.89	484.03	
	Materiales para Roca tipo IV-b	ml		1.0000	132.13	132.13	
						1,030.36	
Costo Directo						1,246.54	

Partida		Excavación en roca tipo 5					
		Costo unitario directo por : m				1,510.50	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$	
		Materiales					
	Herramientas	%MO		3.0000	512.49	15.37	
		Equipos				15.37	
	Jumbo de 2 brazos (C.O)	hm		0.8381	63.00	52.80	
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O)	hm		2.9757	31.70	94.33	
	Carro Utilitario (C.O.)	hm		0.0893	17.00	1.52	
	Plataforma elevadora (C.O)	hm		0.0742	8.00	0.59	
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O)	hm		0.1304	28.00	3.65	
	Camión volquete de 6 m3 (C.O)	hm		2.9140	1.50	4.37	
	Jumbo de 1 brazo (C.O)	hm		0.4219	34.00	14.35	
	Electrobomba de 22 kw (C.O)	hm		26.8700	3.00	80.61	
						252.22	
		Subpartidas					
	Mano de obra (Permanencia 1 dia completo)	dia		0.4177	1,227.00	512.49	
	Equipo (Permanencia 1 dia completo)	dia		0.4177	1,433.89	598.90	
	Materiales para Roca tipo V-a	ml		1.0000	131.51	131.51	
						1,242.90	
Costo Directo						1,510.50	

Partida		Shotcrete e= 0.05 m, f'c=21 Mpa					
		Costo unitario directo por : m2				15.93	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$	
		Materiales					
	Cemento Tipo I	bls		0.9473	5.96	5.65	
	Agregado para Shotcrete	m3		0.0000	0.00	0.00	
	Gunitoc L-33 (Acelerante Concretos y Morteros)	kg		0.4000	0.88	0.35	
	Fibra metalica para shotcrete	kg		4.4000	1.46	6.42	
	Materiales Varios	glb		0.1000	1.00	0.10	
						12.52	
		Equipos					
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O)	hm		0.0279	31.70	0.88	
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O)	hm		0.0047	28.00	0.13	
	Carro Utilitario (C.O)	hm		0.0030	17.00	0.05	
	Plataforma elevadora (C.O)	hm		0.0015	8.00	0.01	
	Mezcladora de 16 p3 (C.O)	hm		0.1294	2.00	0.26	
	Shotcretera de 10 m3/h (C.O)	hm		0.0647	32.00	2.07	
						3.41	
Costo Directo						15.93	

Partida		Pernos Split Set o Swellex de 7 pies					
		Costo unitario directo por : un :				3.74	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$	
	Materiales						
	Materiales Varios	glb		0 2500	1.00	0.25	
						0.25	
	Equipos						
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O.)	hm		0 0130	31.70	0.41	
	Carro Utilitario (C.O.)	hm		0 0300	17.00	0.51	
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O.)	hm		0 0040	28.00	0.11	
	Plataforma elevadora (C.O.)	hm		0 0129	8.00	0.10	
	Perforadora Manual BBC34 (C.O.)	hm		0 6670	1.95	1.30	
						2.44	
	Subcontratos						
	Acero de Perforación	ml		2 1000	0.50	1.05	
						1.05	
Costo Directo						3.74	

Partida		Pernos de roca 7 pies, D= 25mm, con resina (no inc Perno)					
		Costo unitario directo por : un :				9.89	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$	
	Materiales						
	Perno de Roca 7 pies, D=25 mm.	und		1 0000	0.00	0.00	
	Resina Epóxica para Anclaje (Acción Lenta)	cap		3 0000	1.20	3.60	
	Resina Epóxica para Anclaje (Acción Rápida)	cap		3 0000	1.25	3.75	
	Materiales Varios	glb		0 2000	1.00	0.20	
						7.55	
	Equipos						
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O.)	hm		0 0065	31.70	0.21	
	Carro Utilitario (C.O.)	hm		0 0150	17.00	0.26	
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O.)	hm		0 0020	28.00	0.06	
	Plataforma elevadora (C.O.)	hm		0 0065	8.00	0.05	
	Perforadora Manual BBC34 (C.O.)	hm		0 3667	1.95	0.72	
						1.29	
	Subcontratos						
	Acero de Perforación	ml		2 1000	0.50	1.05	
						1.05	
Costo Directo						9.89	

Partida		Malla electrosoldada (No inc Malla)					
		Costo unitario directo por : m2 :				2.06	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$	
	Materiales						
	Fierro Corrugado	kg		1 2000	0.46	0.55	
	Malla electrosoldada	m2		1 1500	0.00	0.00	
	Materiales Varios	glb		0 5000	1.00	0.50	
						1.05	
	Equipos						
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O.)	hm		0 0065	31.70	0.21	
	Carro Utilitario (C.O.)	hm		0 0150	17.00	0.26	
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O.)	hm		0 0020	28.00	0.06	
	Plataforma elevadora (C.O.)	hm		0 0065	8.00	0.05	
	Perforadora Manual BBC34 (C.O.)	hm		0 0972	1.95	0.19	
						0.76	
	Subcontratos						
	Acero de Perforación	ml		0 5000	0.50	0.25	
						0.25	
Costo Directo						2.06	

Partida		Cerchas de acero (No inc Cercha)					
		Costo unitario directo por : un :				53.75	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$	
	Materiales						
	Bolsacreto 1 m3	saco		208.77	0.17	35.49	
	Materiales Varios	glb		8 0000	1.00	8.00	
						43.49	
	Equipos						
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O.)	hm		0 1174	31.70	3.72	
	Carro Utilitario (C.O.)	hm		0 2702	17.00	4.59	
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O.)	hm		0 0363	28.00	1.02	
	Plataforma elevadora (C.O.)	hm		0 1163	8.00	0.93	
						10.26	
	Subcontratos						
	Cimbra Metálica Perfil "H"	und		1 0000	0.00	0.00	
						0.00	
Costo Directo						53.75	

Partida		Plancha acanalada 4 mm, no galvanizada (No inc Plancha)				
		Costo unitario directo por . kg :			0.12	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$
		Materiales				
	Plancha acanalada e= 4 mm	kg		1.00	0.01	0.01
	Materiales Varios	glb		0.0400	1.00	0.04
		Equipos				
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O)	hm		0.0015	31.70	0.05
	Carro Utilitario (C.O.)	hm		0.0009	17.00	0.01
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O)	hm		0.0001	28.00	0.00
	Plataforma elevadora (C.O.)	hm		0.0004	8.00	0.00
		0.07				
Costo Directo						0.12

Partida		Spiling bar D= 25 mm, de acero corrugado (inc material)				
		Costo unitario directo por . ml :			42.38	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$
		Materiales				
	Fierro Corrugado	ml		4.5000	0.46	2.07
	Materiales Varios	glb		1.0000	1.00	1.00
		Equipos				
	Jumbo de 2 brazos (C.O)	hm		0.0252	63.00	1.59
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O)	hm		0.0027	31.70	0.09
	Carro Utilitario (C.O.)	hm		0.0063	17.00	0.11
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O)	hm		0.0008	28.00	0.02
	Plataforma elevadora (C.O.)	hm		0.0027	8.00	0.02
		1.83				
		Subpartidas				
	Mano de obra (Permanencia 1 dia completo)	dia		0.0139	1,227.00	17.06
	Equipo (Permanencia 1 dia completo)	dia		0.0139	1,433.89	19.93
		36.99				
		Subcontratos				
	Acero de Perforación	ml		1.0000	0.50	0.50
		0.50				
Costo Directo						42.38

Partida		Concreto en túnel f'c = 210 Kg/cm2, obras de arte				
		Costo unitario directo por . m3 :			67.60	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$
		Materiales				
	Cemento Tipo I	bis		10.0000	5.07	50.70
	Alambre Nro 16	kg		0.7916	1.09	0.86
	Alambre Nro 18	kg		0.7916	1.09	0.86
	Clavos 4" y 5"	kg		0.7916	0.78	0.62
	Materiales Varios	glb		0.0908	3.00	0.27
	Aditivos Acelerante	kg		4.2266	0.88	3.72
		57.04				
		Equipos				
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O)	hm		0.3332	31.70	10.56
		10.56				
Costo Directo						67.60

Partida		Concreto en cunetas, f'c = 210 Kg/cm2, h = 0.40 m, b = 0.40 m				
		Costo unitario directo por . m :			21.60	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$
		Materiales				
	Cemento Tipo I	bis		3.55	5.07	18.00
	Alambre Nro 16	kg		0.417	1.09	0.45
	Alambre Nro 18	kg		0.417	1.09	0.45
	Clavos 4" y 5"	kg		0.417	0.78	0.33
	Materiales Varios	glb		0.014	3.00	0.04
	Aditivos Acelerante	kg		0.991	0.88	0.87
		20.15				
		Equipos				
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O)	hm		0.0460	31.70	1.46
		1.46				
Costo Directo						21.60

Partida		Base de concreto para cimbras, $f_c = 210 \text{ Kg/cm}^2$; $h = 0.40\text{m}$, $b = 0.20 \text{ m}$					
		Costo unitario directo por : m				6.97	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$	
		Materiales					
	Cemento Tipo I	bis		1 0000	5 07	5 07	
	Alambre Nro 16	kg		0 4167	1 09	0 45	
	Alambre Nro 18	kg		0 4167	1 09	0 45	
	Clavos 4" y 5"	kg		0 4167	0 78	0 33	
	Materiales Varios	gib		0 0040	3 00	0 01	
	Aditivos Acelerante	kg		0 2792	0 88	0 25	
						6.56	
		Equipos					
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O)	hm		0 0130	31 70	0 41	
						0.41	
Costo Directo						6.97	

Partida		Excavación de nichos, cruceros, cabinas de sondaje y otros					
		Costo unitario directo por : m3				57.88	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$	
		Mano de Obra					
	Capataz Civil	dia		0 0500	40 02	2 00	
	Topógrafo	dia		0 0500	40 02	2 00	
	Operador Pesado	dia		0 0500	36 74	1 84	
	Operador de Jumbo	dia		0 0500	40 02	2 00	
	Operador Liviano	dia		0 0500	34 32	1 72	
	Operario	dia		0 3000	34 32	10 30	
	Oficial	dia		0 3000	34 32	10 30	
	Peón	dia		0 3000	26 21	7 86	
						38.01	
		Materiales					
	Materiales para Roca tipo III-b	ml		0 1000	159 95	15 99	
						15.99	
		Equipos					
	Jumbo de 2 brazos (C.O)	hm		0 0035	63 00	0 22	
	Cargador de bajo perfil, 3.5 y3 (C.O)	hm		0 0617	31 70	1 96	
	Camion minero de bajo perfil, 20 ton (C.O)	hm		0 0085	28 00	0 24	
	Carro Utilitario (C.O.)	hm		0 0159	17 00	0 27	
	Plataforma elevadora (C.O)	hm		0 0050	8 00	0 04	
	Jumbo de 1 brazo (C.O)	hm		0 0000	34 00	0 00	
	Herramientas	%MO		3 0000	38 01	1 14	
						3.87	
Costo Directo						57.88	

SubPartida		Mano de obra (Permanencia 1 día completo)					
		Costo unitario directo por : día				1,227.00	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$	
		Mano de Obra					
	Capataz Civil	dia		2 0000	40 02	80 03	
	Topógrafo	dia		1 0000	40 02	40 02	
	Operador Pesado	dia		4 0000	36 74	146 95	
	Operador de Jumbo	dia		2 0000	40 02	80 03	
	Operador Liviano	dia		6 0000	34 32	205 95	
	Operario	dia		6 0000	34 32	205 95	
	Oficial	dia		6 0000	34 32	205 95	
	Peón	dia		10 0000	26 21	262 13	
						1,227.00	
Costo Directo						1,227.00	

SubPartida		Materiales para Roca tipo III-a					
		Costo unitario directo por : ml				163.04	
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$	
		Materiales					
	Dinamita Semexa 80% (1 1/8" x 8")	kg		23 6444	2 10	49 65	
	Dinamita Semexa 65% (1 1/8" x 7")	kg		14 9104	2 10	31 31	
	Dinamita Semexa 65% (7/8" x 7")	kg		2 2091	2 10	4 64	
	Conector	und		17 8300	0 15	2 67	
	Mecha de seguridad	ml		2 4200	0 10	0 24	
	Cordon detonante	ml		12 5300	0 15	1 88	
	Fanel 4.0 ml (Fulminante No Electrico de Retardo)	und		16 5100	1 30	21 46	
	Fulminante Comun No 6-45	und		0 8100	0 10	0 08	
	Tubería PVC SEL d= 1"	ml		23 5600	0 30	7 07	
						119.01	
		Subcontratos					
	Instalaciones Provisionales en Túneles	m3		10 3300	2 00	20 66	
	Acero de Perforación	ml		46 7400	0 50	23 37	
						44.03	
Costo Directo						163.04	

SubPartida		Materiales para Roca tipo III-b					Costo unitario directo por : ml :		159.95
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$			
	Materiales								
	Dinamita Semexa 80% (1 1/8" x 8")	kg		22.2933	2.10	46.82			
	Dinamita Semexa 65% (1 1/8" x 7")	kg		14.9722	2.10	31.44			
	Dinamita Semexa 65% (7/8" x 7")	kg		2.0250	2.10	4.25			
	Conector	und		17.8300	0.15	2.67			
	Mecha de seguridad	ml		2.4200	0.10	0.24			
	Cordon detonante	ml		12.5300	0.15	1.88			
	Fanel 4.0 ml (Fulminante No Electrico de Retardo)	und		16.5100	1.30	21.46			
	Fulminante Comun No 6-45	und		0.8100	0.10	0.08			
	Tuberia PVC SEL d= 1"	ml		23.5600	0.30	7.07			
						115.92			
	Subcontratos								
	Instalaciones Provisionales en Túneles	m3		10.3300	2.00	20.66			
	Acero de Perforación	ml		46.7400	0.50	23.37			
						44.03			
Costo Directo						159.95			

SubPartida		Materiales para Roca tipo IV-a					Costo unitario directo por : ml :		148.67
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$			
	Materiales								
	Dinamita Semexa 80% (1 1/8" x 8")	kg		18.5778	2.10	39.01			
	Dinamita Semexa 65% (1 1/8" x 7")	kg		11.9778	2.10	25.15			
	Dinamita Semexa 65% (7/8" x 7")	kg		2.7000	2.10	5.67			
	Conector	und		19.5700	0.15	2.94			
	Mecha de seguridad	ml		3.2600	0.10	0.33			
	Cordon detonante	ml		16.9100	0.15	2.54			
	Fanel 4.0 ml (Fulminante No Electrico de Retardo)	und		19.5700	1.30	25.44			
	Fulminante Comun No 6-45	und		1.0900	0.10	0.11			
	Tuberia PVC SEL d= 1"	ml		20.5700	0.30	6.17			
						107.36			
	Subcontratos								
	Instalaciones Provisionales en Túneles	m3		10.3300	2.00	20.66			
	Acero de Perforación	ml		41.3000	0.50	20.65			
						41.31			
Costo Directo						148.67			

SubPartida		Materiales para Roca tipo IV-b					Costo unitario directo por : ml :		132.13
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$			
	Materiales								
	Dinamita Semexa 80% (1 1/8" x 8")	kg		3.0400	2.10	6.38			
	Dinamita Semexa 65% (1 1/8" x 7")	kg		15.5167	2.10	32.59			
	Dinamita Semexa 65% (7/8" x 7")	kg		2.0250	2.10	4.25			
	Conector	und		26.0900	0.15	3.91			
	Mecha de seguridad	ml		4.3500	0.10	0.44			
	Cordon detonante	ml		22.5500	0.15	3.38			
	Fanel 4.0 ml (Fulminante No Electrico de Retardo)	und		26.0900	1.30	33.92			
	Fulminante Comun No 6-45	und		1.4500	0.10	0.15			
	Tuberia PVC SEL d= 1"	ml		19.3600	0.30	5.81			
						90.82			
	Subcontratos								
	Instalaciones Provisionales en Túneles	m3		10.3300	2.00	20.66			
	Acero de Perforación	ml		41.3000	0.50	20.65			
						41.31			
Costo Directo						132.13			

SubPartida		Materiales para Roca tipo V					Costo unitario directo por : ml :		131.51
Código	Descripción Recurso	Unidad	Cuadrilla	Cantidad	Precio \$	Parcial \$			
	Materiales								
	Dinamita Semexa 80% (1 1/8" x 8")	kg		1.5200	2.10	3.19			
	Dinamita Semexa 65% (1 1/8" x 7")	kg		8.3708	2.10	17.58			
	Conector	und		41.0600	0.15	6.16			
	Mecha de seguridad	ml		7.2500	0.10	0.73			
	Cordon detonante	ml		37.5800	0.15	5.64			
	Fanel 4.0 ml (Fulminante No Electrico de Retardo)	und		41.0600	1.30	53.38			
	Fulminante Comun No 6-45	und		2.4200	0.10	0.24			
	Tuberia PVC SEL d= 1"	ml		14.5900	0.30	4.38			
						91.29			
	Subcontratos								
	Instalaciones Provisionales en Túneles	m3		10.3300	2.00	20.66			
	Acero de Perforación	ml		39.1300	0.50	19.57			
						40.23			
Costo Directo						131.51			

CAPÍTULO III: Gestión de Campo



3.0 GESTIÓN DE CAMPO

3.1 Mano de obra

Se hizo una distribución de personal según el frente por excavar, considerándose la modulación para Frente Simple, Frente Doble y Frente Triple.

3.1.1 Turno típico para Frente Simple

- 1 Capataz
- 1 Operador de jumbo
- 1 Perforista
- 1 Shotcretero
- 1 Electricista (Bombero)
- 3 Cunetero
- 2 Ayudantes para Instalación de agua, aire, ventilación y bombeo
- 2 Choferes de dumper
- 1 Soldador
- 1 Operador de scoop
- 1 Preparador de carga (Explosivos)

TOTAL = 15 Personas

Este mismo personal se re-distribuía según la actividad a realizar:

Distribución de personal en Perforación

Frente Perforando (5)	1 Capataz
	1 Jumbro
	1 Ayudante (Colocación de tubos en taladros)
	1 Electricista
	1 Bombero
Cuneta (3)	1 Albañil
	2 Ayudante
Instalaciones (3)	2 Tubero
	1 Soldador

Retiro desmonte (3)	2 Choferes de volquete (Ventana de carguío)
	1 Operador de scoop
Preparar carga (1)	1 Preparador de carga
TOTAL =	15 Personas

Distribución de personal en Carga y Disparo

Carguío (9)	1 Capataz (Supervisando)
	2 Cargando lado izquierdo
	2 Cargando lado derecho
	2 Cargando arrastre
	2 Alcanzando explosivo
Retiro instalaciones (4)	1 Electricista
	2 Ayudante
	1 Operador de scoop
Desmonte (2)	2 Chofer
TOTAL =	15 Personas

Distribución de personal en Instalación de Cimbras

Instalación (10)	1 Capataz
	3 Lado izquierdo
	3 Lado derecho
	1 Operador de Plataforma
	1 Electricista
	1 Electricista (Bombero)
Prep. bolsacretos (5)	1 Chofer
	1 Preparador de carga
	1 Operador de scoop
	2 Ayudante
TOTAL =	15 Personas

Distribución de personal en Extracción de desmonte

Limpieza frente (9)	1 Capataz
	2 Choferes de volquete

	1	Operador de scoop
	2	Desatadores de roca suelta
	2	Ayudantes (Limpiando y acercando bombas)
	1	Electricista
Cuneta (3)	1	Albañil
	2	Ayudante
Bombeo (1)	1	Ayudante Bombero (Limpiando pozas de bombeo anteriores al frente)
Preparando Instal. (2)	1	Soldador
	1	Ayudante
TOTAL =	15	Personas

Distribución de personal en Aplicación de Shotcrete

Aplicación (9)	1	Capataz
	1	Aplicador de shotcrete
	1	Operador de shotcretera
	2	Ayudante de shotcretera
	4	Ayudante para lampear shotcrete a bomba
Preparación (6)	1	operador de mezcladora
	2	Ayudante lampeando arena
	1	Ayudante alimentando cemento
	1	Operador de scoop
	1	Ayudante para alimentar fibra de acero
TOTAL =	15	Personas

3.1.2 Turno típico para Frente Doble

- 1 Capataz
- 1 Operador de jumbo
- 2 Operador de scoop
- 2 Operador de dumper
- 1 Operador de camión utilitario
- 1 Shotcretero
- 1 Electricista
- 1 Preparador de carga

- 3 Operador perforadora manual
- 2 Ayudante
- 2 Tubero
- 1 Albañil
- 3 Cunetero

TOTAL = 21 Personas

Este mismo personal se re-distribuía según la actividad a realizar:

Distribución de personal en Perforación

Frente Perforando (5)	1 Capataz	1 Operador de jumbo
		1 Ayudante
		1 Preparador de carga
		1 Electricista
Cuneta (4)	1 Albañil	3 Ayudante
Sostenimiento (7)	1 Perforista encargado	
(Segundo Frente)	2 Perforista	3 Ayudante
		1 Operador de camión utilitario
Sacando desmante (3)	2 Operador de dumper	1 Operador de scoop
Reparando tubería (2)	2 Tubero	
TOTAL =		<u>21</u> Personas

3.1.3 Turno típico para Frente Triple

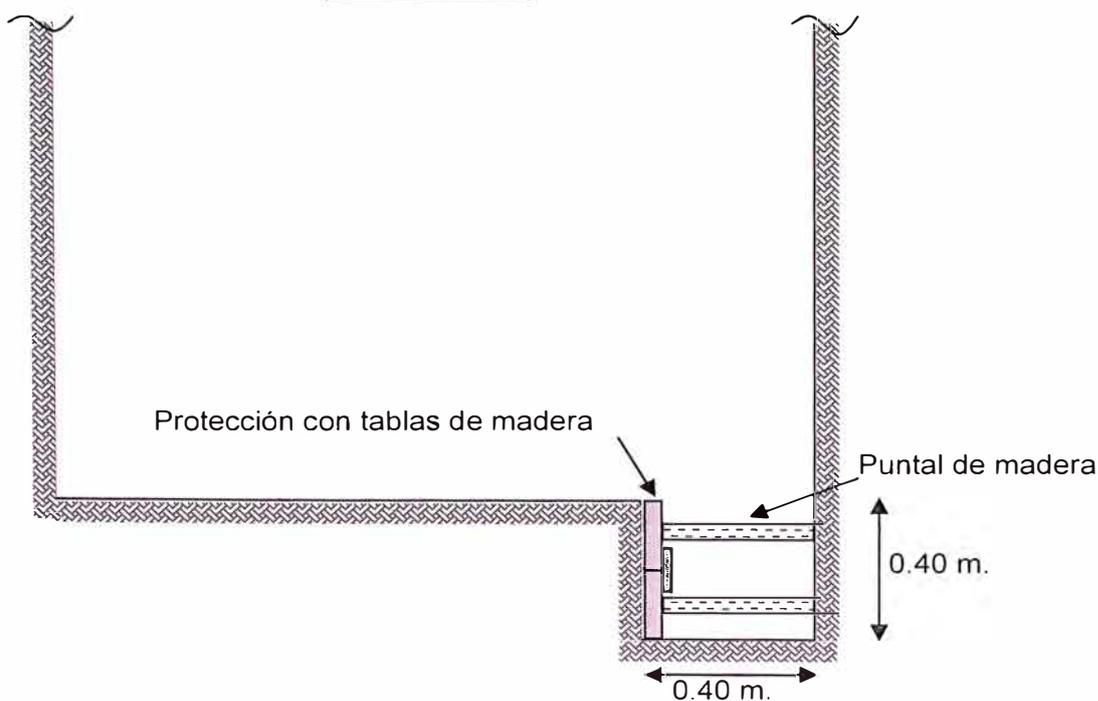
- 1 Capataz
- 1 Operador de jumbo
- 2 Operador de scoop
- 2 Operador de dumper
- 1 Operador de camión utilitario
- 1 Shotcretero
- 1 Electricista

2	Preparador de carga
5	Operador perforadora manual
4	Ayudante
2	Tubero
2	Albañil
4	Cunetero
TOTAL = 28 Personas	

Al respecto de la información detallada, es necesario hacer las siguientes precisiones:

- La presencia de cada tipo de Frente depende de la presencia predominante a lo largo de la excavación, así se evita tener fluctuaciones fuertes en la mano de obra durante todo el proyecto.
- Se tuvo que disponer un personal fijo para la construcción de la cuneta, debido a que ésta, tanto en rampas como en galerías, es una excavación de 0.40m.x0.40m, con una protección de madera (ribeteo) hacia el lado de la vía; ver Esquema de cuneta (Figura N° 28). Dicha protección se apoya con topes de listones de 2"x2" al hastial opuesto.

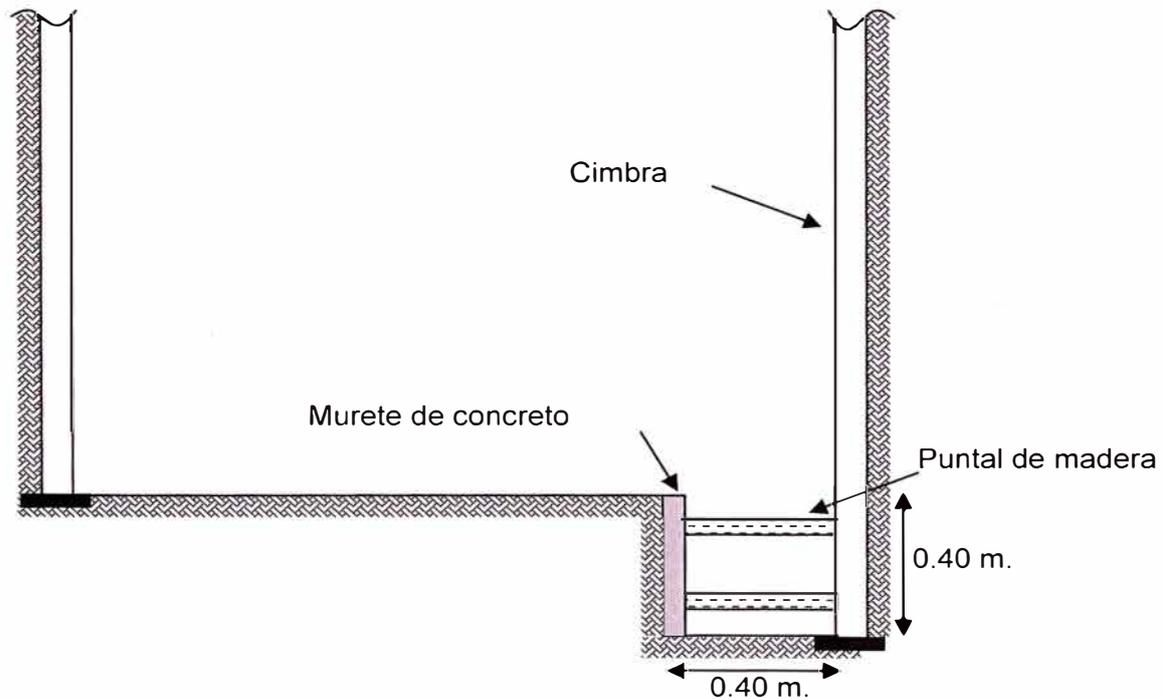
Figura N° 28: Esquema de cuneta



FUENTE: Edición de obra

- c) En zonas donde se han instalado cimbras, se construyó primero un murete de concreto simple con $f'c=210\text{kg/cm}^2$, a las patas de las cimbras y la cuneta se hizo de concreto, para evitar que el tránsito de los vehículos cierre la cuneta.

Figura N° 29: Esquema de cuneta – zona cimbras



FUENTE: Edición de obra

- d) Para el caso de frente doble y triple, se implementó una cuadrilla de sostenimiento, constituido por 7 personas, los cuales se encargaban de colocar la malla con los split sets o la instalación de cimbras, de tal forma que el Jumbo lograba hacer las respectivas perforaciones en todos los frentes. Este grupo de personas también ayudó en la construcción de cunetas (frente múltiple).

3.1.4 Mayor cantidad de personal en Orcopampa 2 vs. Orcopampa 1

La existencia del incremento en la Mano de obra, tuvo su origen en una serie de elementos o condiciones de borde, que se detallan a continuación.

El análisis por frentes ejecutados por mes indica que en Orcopampa1 se tuvo un promedio de 2.6 frentes contra 3.4 de Orcopampa 2; es decir, un incremento del 50%.

Habiéndose incrementado en un 50% los frentes, se ha incrementado en un 25% el número de personas.

En Orcopampa 1, al inicio del año se hizo una re-distribución e incremento de personal, el cual fue positivo, pues aumentó la productividad; lo mismo está sucediendo actualmente con Orcopampa 2.

Las características de ubicación de los nuevos frentes de trabajo son diferentes:

Mayor distancia; se está trabajando en la profundización de la mina en la Rampa 8, Rampa 9, Rampa 10, Rampa 11, Rampa 12, Rampa 13, Rampa 710, mientras que antes la Rampa Mario Positiva se desarrolló en la Rampa 6 y la Rampa Negativa se desarrolló a 600 mts. de superficie (medidas a lo largo del túnel). Lo anterior ha significado implementar bodegueros para cada sector.

Estando en la parte interior de la mina, cualquier rotura de tubería de agua, para bombeo o perforación, o paralización de la energía repercute en una inundación de agua a nuestras labores; así mismo, la calidad del macizo rocoso alterado en Orcopampa 2 hace que la producción de sólidos en suspensión (lama) sea fuerte, por lo que se ha tenido que implementar bomberos que mantengan limpias las pozas de bombeo y revisen la operación de las bombas.

El incremento de frentes de trabajo aumentó la cantidad de cunetas por excavar, por lo que se tuvo que poner más personal a las cunetas.

Un frente de trabajo nuevo en Orcopampa 2 que no se ha tenido en Orcopampa 1 es la excavación de chimeneas.

Debido a la mayor producción, la operación del pique fue copada y se tuvo que poner personal extra para trabajos en la parrilla y en la operación de carga y descarga de los skips. Estas actividades no estuvieron previstas pero son necesarias para que haya una evacuación fluida del desmonte y se puedan limpiar los frentes en los tiempos previstos.

3.1.5 Rendimientos en sostenimiento

Se presentan a continuación los Cuadros N° 6 y 7, donde se muestran los ciclos y rendimientos de los tipos de sostenimiento más representativos de la obra.

Estos cuadros son resultado de un estudio de Tiempos y Movimientos, elaborado por un ingeniero del área técnica de obra a lo largo del desarrollo de los trabajos, analizando los datos obtenidos de campo, modulados a fin de poder ser utilizados en proyectos futuros.

Cuadro Nº 6: CICLO DE APLICACIÓN DE SHOTCRETE

Equipo: SHOTCRETERA	Tiempos fijos h:m:s	Velocidades Aplicación (m ² /min) - Sección teórica		
		f _c = 210 kg/cm ² e = 0.050 m	f _c = 210 kg/cm ² e = 0.075 m	f _c = 210 kg/cm ² e = 0.100 m
Carga de shotcretera y accesorios en camioncito	00:10:00			
Carga de shot.y accesorios en scoop desde camioncito	00:09:00			
Instalación de la shotcretera y accesorios	00:33:00			
Aplicación del shotcrete		0.37	0.25	0.20
Desinstalación de shotcretera y accesorios	00:05:00			
Sumatoria tiempos fijos :	0:57:00			

Notas:

- 1.- Se ha separado del análisis de la partida los tiempos fijos, correspondientes a movilización y retiro de los equipos e instalaciones. La aplicación de shotcrete es tiempo variable que depende del volumen por colocar y de las características del equipo. Así, se pueden aplicar estos ratios a cualquier situación futura.
- 2.- Del tiempo fijo indicado, 38 minutos son ruta crítica, que corresponden a la Instalación y retiro del equipo
- 3.- Se usó una shotcretera REED 215 con maguera de 2 1/2", por vía seca, con capacidad nominal de 9.2 a 11.5 m³/hr.
- 4.- La velocidad de aplicación de shotcrete incluye la eficiencia normal de la operación (es dato real).
- 5.- Los m² de aplicación de shotcrete son teóricos, sin considerar sobre o infra excavación de la sección.
- 6.- Se considera que los materiales necesarios para el shotcrete ya están "in-situ".

Cuadro N° 7: CICLO DE COLOCACIÓN DE MALLAS Y SPLIT SET

Equipo: Perforadora Manual BBC 34 W	Roca III - A	Roca III - B	Roca IV - A	Roca IV - B	Roca V
	Por taladro Vel. (m/min)				
Perforación de taladros	-	0.50	-	-	-
Colocación de malla y martillado de split set	-	0.70	-	-	-
		Vel. (m2/hora)			
Colocación de malla (sin incl. Perforación)	-	5.37	-	-	-

Nota: Características de la perforadora manual:

Marca: Atlas Copco

Modelo: BBC 34 W

Consideración

El parámetro Velocidad (m2/hora), sólo incluye la colocación de la malla y el martillado de los split set.

Equipo: Perforadora Manual BBC 16 W	Roca III - A	Roca III - B	Roca IV - A	Roca IV - B	Roca V
	Por taladro Vel. (m/min)				
Perforación de taladros	-	0.44	-	-	-
Colocación de malla y martillado de split set	-	0.61	-	-	-
		Vel. (m2/hora)			
Colocación de malla (sin incl. Perforación)	-	4.71	-	-	-

Nota: Características de la perforadora manual:

Marca: Atlas Copco

Modelo: BBC 16 W

Consideración

El parámetro Velocidad (m2/hora), sólo incluye la colocación de la malla y el martillado de los split set.

Conclusión:

- La velocidad de instalación de malla y split set, comprende la colocación en sí del split set
- Se colige que la perforadora BBC 34W es más veloz (para perforación y colocación de split set) que la perforadora BBC 16W. En contraposición, ésta es más liviana que la primera (ver acápite 4.3.2 - características de los equipos de obra)
- Con cargo a confirmar, parece más recomendable usar las perforadoras BBC 34W en trabajos subterráneos. Los criterios que podrían cambiar esta recomendación serían: maniobrabilidad (cansancio del operador por mayor peso) y consumos totales de aire vs. capacidad instalada de aire comprimido

3.1.6 Indicadores de los Elementos de seguridad

Cuadro N° 8: Indicador de duración

Implemento	Und	Cantidad	Duración (días)
Filtro contra polvos 7093	und	1	7
Lámparas de mina	und	1	337
Filtro para gases	und	1	13
Botas de jebe / Punta de acero	par	1	78
Respirador de media cara	und	1	102
Casco de ala completa 04 puntas	und	1	142
Ropa de agua casaca y pantalón	jgo	1	226
Guantes de Neoprene caña 14	par	1	160
Tapones auditivos	par	1	37
Lentes de seguridad fondo blanco	und	1	180
Barbiquejo para casco	und	1	100
Capotín impermeable	und	1	278

3.2 Indicadores en Materiales

Para la ejecución de los trabajos, se utilizaron una serie de materiales, que serán detallados en el ítem 3.2.2. Primeramente se detallará lo referido al principal de todos, el explosivo, en el ítem 3.2.1.

3.2.1 Explosivos y Accesorios de voladura

a) Dinamita

Altamente explosivo mayormente compuestos por un elemento sensibilizador (nitroglicerina u otro éster estabilizado con celulosa), combinada con aditivos portadores de oxígeno, nitratos y combustibles no explosivos (harina de madera).

Las dinamitas con mayor contenido de nitroglicerina y aditivos proporcionan un alto poder rompedor y una resistencia al agua siendo típicamente "fragmentadoras" o "tritadoras" su empleo está preferentemente dirigido a pequeños diámetros de taladro, en subterráneo, túneles, minas, canteras y obras viales.

b) Mecha Rápida

La mecha rápida es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura. Está conformado por una masa pirotécnica y alambrantes centrales especialmente diseñados, ambos se encuentran recubiertos con una cobertura plástica, cuya finalidad es impermeabilizar y proteger la masa pirotécnica.

En el momento de efectuar el circuito de conexión la mecha rápida se introduce en la ranura de los conectores y se les asegura con el respectivo collar plástico incorporado y en esas condiciones estará listo para ser activado por medio de la llama de un fósforo u otro agente externo. El objetivo fundamental de la mecha rápido del accesorio es eliminar el chispeo manual de la mecha de seguridad, evitando la exposición de los operadores a los humos de la combustión. Además permite la salida segura del personal del lugar de disparo.

c) Carmex

El carmex esta compuesto por los siguientes accesorios: 01 Fulminante N° 8, 01 tramo de mecha de seguridad con una cobertura plástica reforzada. La longitud a usar será determinada por la profundidad del taladro y del circuito de conexión establecido.

En uno de los extremos de la mecha de seguridad se encuentra el conector de ignición con el collar plástico incorporado y en el otro extremo de la mecha de seguridad se encuentra el conector de ignición con el collar plástico incorporado y el otro extremo se encuentra el fulminante simple. Es usado complementariamente con la mecha rápida con la cual se efectuará el circuito de encendido de una voladura planificada.

d) Cordón Detonante

Es un accesorio para voladura constituido por un núcleo granulado fino y compacto de un explosivo llamado Pentrita y además se encuentra recubierto con papel de características especiales, fibras sintéticas, hilos de algodón y tiene una cobertura exterior cuya constitución cambiará según sea simple o reforzado. Se activa

por medio de un fulminante y el núcleo de explosivo detonara a una velocidad de 7 000 m/s. es manipulado con gran facilidad y seguridad.

e) Fulminante No Eléctrico

El fulminante es uno de los componentes del sistema de voladura. Esta conformado por el casquillo cilíndrico de aluminio cerrado en uno de los extremos, en cuyo interior lleva una carga primaria de explosivo sensible y otra carga secundaria de alto poder explosivo. Su diseño permite que la carga primaria sea activada por la chispa de la mecha de seguridad, la cual inicia la carga secundaria y está al explosivo. En su desarrollo se ha tenido especial cuidado en la compatibilidad del funcionamiento que debe existir con la mecha de seguridad.

f) Prima o Cebo

Se denominan primas o cebos a los conjuntos formados por un cartucho de dinamita sensible al fulminante, al que se le ha insertado un fulminante, un detonador eléctrico ó un extremo de cordón detonante y que se utiliza para activar e iniciar la detonación de la carga explosiva principal en un taladro de voladura.

Todo cebo es explosivo activado dispuesto a detonar en cualquier incentivo (fuego, golpe, maltrato, etc.), por lo que debe ser tratado con el máximo cuidado, tanto transportarlo, como introducirlo al taladro.

Cuadro N° 9: Carga específica (Kg/m³)

FRETE	Carga Específica Kg/m ³ (volumen de banco)				
	IIIA	IIIB	IVA	IVB	V
Frente Simple : Rampa 4.0x3.50 m.	3.79	3.56	2.38	2.07	1.68
Frente Múltiple : Rampa 4.0x3.50 m.	2.43	2.20	1.89	1.81	1.37
Frente Simple : Galería o Crucero 3.50x3.50 m.	2.75	2.48	2.41	2.01	1.57
Frente Multiple : Galería o Crucero 3.50x3.50 m.	2.63	2.39	2.31	1.92	1.48

3.2.2 Indicadores de materiales diversos

En el Cuadro N° 10, se detallan los materiales utilizados en obra. Para el caso particular de Orcopampa, el Cliente suministró todos los equipos y materiales temporales y/o definitivos. Obra proporcionó únicamente el personal y equipo para instalar los materiales que suministró el cliente, así como materiales menores de montaje, como cáncamos, alambre y otros similares. Se detallan los principales materiales entregados por el cliente:

Tuberías de agua (2"), aire comprimido (6"), bombeo (4"), con los accesorios necesarios.

Cables eléctricos de alta y baja tensión para iluminación y fuerza, transformadores y tableros de acuerdo a los requerimientos de los equipos por usar y otros elementos complementarios para subestaciones eléctricas.

Ventiladores, mangas de ventilación, incluyendo el diseño correspondiente.

Materiales y accesorios para comunicaciones.

Agregados para shotcrete y concreto en las bocaminas de las rampas de entrada a la mina.

Combustible diesel para todos los equipos de la obra, incluyendo los de superficie.

Pernos de roca con sus planchas y tuercas.

Cerchas de acero con sus separadores.

Planchas acanaladas.

Malla electrosoldada.

Explosivos, agentes y accesorios de voladura, lámparas mineras con sus respectivos cargadores.

Materiales para Instalaciones dentro de mina.

En algunos casos, cuando Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. demoraba en atender nuestros requerimientos de materiales, la obra decidió adquirirlos a su costo para evitar mayores costos por demoras y luego fueron facturados al cliente, como es el caso de las Planchas acanaladas.

Cuadro N° 10: Detalle de materiales consumidos

		MATERIALES	UND
EXCAVACIÓN	Dinamita	Dinamita 80% 1-1/8"x8" Semexsa	kg
		Dinamita Semexsa 45% (7/8" x 7")	kg
		Dinamita Semexsa 45% (1 1/8" x 7")	kg
		Dinamita 65% 7/8"x7" Semexsa	kg
		Dinamita Semexsa 65% (1 1/8" x 7")	kg
		Dinamita 45% 7/8"x7" Exadit	kg
		Dinamita 65% 1-1/8"x7" Exadit	kg
	A cc. Voladura	Conector	und
		Mecha de seguridad	ml
		Mecha rápida de ignición	ml
		Cordón detonante	ml
		Fanel 4.0 ml (Fulminante No Eléctrico de Retardo)	und
		Fanel 4.0 ml (Fulminante No Eléctrico de Retardo) - Rojo	und
		Fulminante Común No 6-45	und
	Tubería	Tubería PVC SEL d= 1"	ml
		Tubería PVC SEL d= 1-1/4"	ml
		Tubería PVC SEL d= 1-1/2"	ml
	Ac. Perf.	Acero de Perforación	ml
	SOSTENIMIENTO	Varios	Cemento Tipo I
Agregado para Shotcrete			m3
Fierro Corrugado			kg
Plancha acanalada e= 4 mm (suministrada GyM)			kg
Perno de Roca D=25 mm.L=2.00 ml			und
Aditivo		Sigunit R (Acelerante Concretos y Morteros)	kg
		Sika 2 (Acelerante de fraguado)	kg
		Adit Shotcret (Acelerante de fraguado)	kg
		Gunitoc 802 (acelerante concretos y morteros)	kg
		Gunitoc L-33 (acelerante concretos y morteros)	kg
Varios		Humo de Sílice	kg
		Fibra metálica para shotcrete	kg
		Resina Epóxica para Anclaje (Acción Lenta)	cap
		Resina Epóxica para Anclaje (Acción Rápida)	cap
		Bolsacreto 1 m3	und
		Herramientas	ml
		Herramientas	%MO
		Malla electrosoldada	m2
		Cimbra Metálica Perfil "H"	und
		Instalaciones Provisionales en Túneles	m3
		Materiales varios	glb
		Fletes	glb

3.2.3 Indicadores de consumo de aceros seccionados de perforación

Se presenta el cuadro detallando la Vida útil de cada elemento principal de varillaje.

Cuadro N° 11: Vida útil varillaje

Aceros	Vida Útil ml / Und
Acople T38 / R38	10,290
Barra R38 - H32 - R32 x 14'	3,589
Broca R32 x 51 mm	421
Broca R32 x 45 mm	421
Adaptador Piloto R32 x 12°	319
Shank Cop 1838 T38	8,594
Shank HL 500S T38	9,969
Copa de Afilado de 11mm	25,724
Copa de Afilado de 8mm	25,724
Broca Rimadora 6°x76mm	7,350
Broca Rimadora 12°x102mm	288

Nota : los "ml" son referidos a metros lineales de perforación y no de avance neto.

3.3 Indicadores de Equipos

Se analizarán los equipos más representativos de obra, y los indicadores obtenidos en los principales rubros. A continuación se presenta una distribución de equipos por frente de trabajo:

Cuadro N° 12: Relación de equipos

Equipos	Frente Prometida	Frente Nazareno
Jumbo de 2 brazos	-	1
Jumbo de 1 brazo	1	-
Cargador de bajo perfil, 3.5yd ³	1	2
Volquete 6 m ³	2	-
Camión minero de bajo perfil, 16-20	1	2
Plataforma elevadora	1	-
Camión utilitario Tamrock	-	1
Shotcretera de 3.5 m ³ /h	1	1
Perforadora manual BBC34	3	5
Electrobomba de 43kw	1	-
Electrobomba de 22kw	5	-
Electrobomba de 8kw	1	-
Electrobomba de 7kw	1	-
Bomba neumática	-	1
Mezcladora de 12 pie ³	1	1
Total	19	14

3.3.1 Velocidades de transporte y perforación en Jumbo

En obra se utilizaron dos tipos de jumbo: de dos brazos Rocket Boomer 282 de la marca Atlas Copco y de un brazo Monomatic H105 D de la marca Tamrock; con perforadoras 2 x COP 1838ME y 1 x HL-500 S, respectivamente. Ver los ciclos de cada equipo en los Cuadros N° 13 y N° 14.

Los datos mostrados son resultado de un estudio de Tiempos y Movimientos, elaborado por un ingeniero del área técnica de obra a lo largo del desarrollo de los trabajos, analizado de mediciones en campo.

Figura N° 30: Jumbo de 2 brazos



FUENTE: Edición de obra

Cuadro N° 13: CICLO DE PERFORACIÓN DE MALLA PARA VOLADURA

Equipo: JUMBO 1 BRAZO	Veloc. (m/min) con S=14%		Veloc. (m/min) con S=0.8%	
	Subida	Bajada	Subida	Bajada
Desplazamiento (marcha adelante)	39.8	70.1	47.7	66.7

Equipo: JUMBO 1 BRAZO Taladros de voladura	Tiempos fijos (min)	Roca III - A	Roca III - B	Roca IV - A	Roca IV - B	Roca V
		Prom. Por Brazo				
		Vel. (m/min)				
Posicionamiento de barreno	0.32					
Perforación	/	1.65	2.08	2.72	3.31	3.79
Salida de barreno	0.18					

Equipo: JUMBO 1 BRAZO Taladros de alivio	Tiempos fijos (min)	Roca III - A	Roca III - B	Roca IV - A	Roca IV - B	Roca V
		Prom. Por Brazo				
		Vel. (m/min)				
Posicionamiento de barreno	0.47					
Perforación	/	0.75	0.95	1.24	1.51	1.73
Salida de barreno	0.35					

Malla típica: por tipo de roca

Rango Longitud Perforada (pie):	12 - 13	8 - 12	5 - 7	4 - 5	2 - 4
Longitud Perforada para Pptos (pie):	12	10	6	4	3
Taladros de voladura (Und):	52	52	51	50	50
Taladros de alivio (Und):	3	3	2	2	1

Nota:

- 1.- Jumbo Monomatic H105 D de la marca Tamrock - 1 Brazo
- 2.- Motor: 90 HP
- 3.- Perforadora: HL 500 S
- 4.- Longitud de barra: 14 pies

Consideraciones:

- Para la perforación de los alivios, el brazo tenía que perforar dos veces y con broca rimadora. Para los tiempos en "taladros de alivio" presentados arriba, ya está considerada la doble perforación; sólo se necesita multiplicar por el número de alivios proyectados.
- Este equipo trabajó, la mayor parte del tiempo, en condiciones adversas de trabajo (ventilación, temperatura, entre otras).

Cuadro N° 14: CICLO DE PERFORACIÓN DE MALLA PARA VOLADURA

Equipo: JUMBO 2 BRAZOS	Veloc. (m/min) con S=14%		Veloc. (m/min) con S=0.8%	
	Subida	Bajada	Subida	Bajada
Desplazamiento (marcha adelante)	46.3	100.0	69.4	83.3

Equipo: JUMBO 2 BRAZOS Taladros de voladura	Tiempos fijos (min)	Roca III - A	Roca III - B	Roca IV - A	Roca IV - B	Roca V
		Prom. Por Brazo				
		Vel. (m/min)				
Posicionamiento de barreno	0.52					
Perforación		1.67	2.10	2.75	3.35	3.84
Salida de barreno	0.17					

Equipo: JUMBO 2 BRAZOS Taladros de alivio	Tiempos fijos (min)	Roca III - A	Roca III - B	Roca IV - A	Roca IV - B	Roca V
		Prom. Por Brazo				
		Vel. (m/min)				
Posicionamiento de barreno	0.75					
Perforación		0.76	0.96	1.25	1.53	1.75
Salida de barreno	0.33					

Malla típica: por tipo de roca

Rango Longitud Perforada (pie):	12 - 13	8 - 12	5 - 7	4 - 5	2 - 4
Longitud Perforada para Pptos (pie):	12	10	6	4	3
Taladros de voladura (Und):	52	52	51	50	50
Taladros de alivio (Und):	3	3	2	2	1

Nota:

- 1.- Jumbo Rocket Boomer 282 de la marca Atlas Copco - 2 Brazos
- 2.- Motor: 180 HP
- 3.- Perforadora: COP 1838
- 4.- Longitud de barra: 14 pies
- 5.- Cada brazo hace aprox. la misma cantidad de taladros y de tiempo; esto está probado para esta obra. lo que acorta a la mitad el tiempo de perforación respecto al Jumbo de 1 Brazo.

Consideraciones:

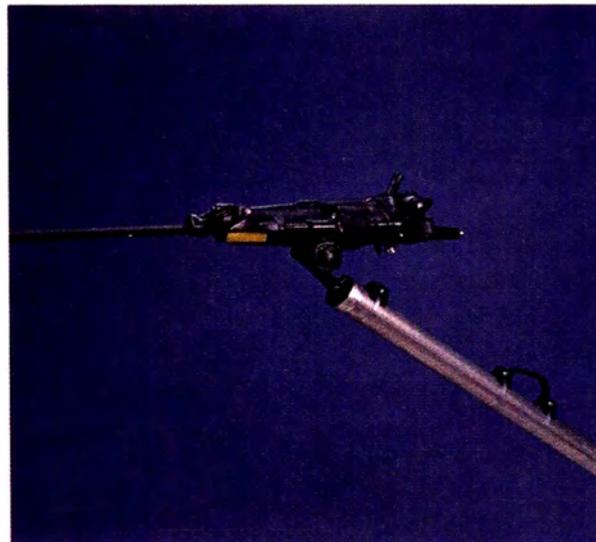
- Para la perforación de los alivios, el brazo tenía que perforar dos veces y con broca rimadora. Para los tiempos en "taladros de alivio" presentados arriba, ya está considerada la doble perforación; sólo se necesita multiplicar por el número de alivios proyectados.
- Este equipo trabajó, en su mayoría de tiempo, en condiciones permisibles de trabajo (ventilación, temperatura, entre otras).
- La habilidad del operador es básica para un buen rendimiento; operar este equipo es algo más complicado que el operar un jumbo de 1 brazo.

3.3.2 Velocidades de perforación en Perforadoras manuales

En obra se usaron dos tipos de perforadoras neumáticas manuales o jack leg, la BBC 16 W y la BBC 34 W. Las perforadoras neumáticas manuales se emplearon principalmente en las perforaciones para sostenimientos; en los pernos de anclaje, en los split set y colocación de cáncamos. Debido a su tamaño son versátiles y pueden ser fácilmente transportadas y ubicadas en lugares inaccesibles al jumbo. Ocasionalmente también se les ha empleado en la excavación de los nichos.

Al igual que los jumbos, estas perforadoras manuales tienen movimientos de rotación y percusión, los que las convierte en equipos idóneos para tunelería. Ver Figura N° 31. Los ciclos de cada equipo están mostrados en el Cuadro N° 7 “Ciclo de Colocación de Mallas y Split set”.

Figura N° 31: Vista de una perforadora manual tipo “jack leg”



FUENTE: Edición de obra

Cuadro N° 15: Características técnicas de los dos equipos

Características	BBC 16W	BBC 34W
Peso (kg)	26	31
Consumo de aire (l/s)	69	88
Presión aire necesaria (PSI)	87	87
Frecuencia de impacto (Hz)	39	38
Diámetro de pistón (mm)	70	80

3.3.3 Velocidades de carguío, transporte y otros en Scoops

Los scoops empleados en obra fueron de 3.5 yd³, ver Figura N° 32. Estos equipos se usan fundamentalmente para retirar el desmonte del frente de excavación a las cámaras de carguío y volteo. Allí cargan a dumpers o volquetes para transportar el material a los botaderos dentro de mina o a superficie. Aproximadamente el 5% de las HT se usa también para el transporte de transformadores, repuestos y materiales varios necesarios para las operaciones, y para el mantenimiento de la vía.

Los datos mostrados son resultado de un estudio de Tiempos y Movimientos, elaborado por un ingeniero del área técnica de obra a lo largo del desarrollo de los trabajos, analizado de mediciones en campo. Los ciclos del scoop se muestran en el Cuadro N° 16.

Figura N° 32: Scooptram ST-3.5 Wagner



FUENTE: Edición de obra

Cuadro N° 16: CICLO DE ELIMINACIÓN DE MATERIAL DESDE EL FRONTÓN HACIA VENTANAS DE CARGUÍO

Equipo: SCOOPTRAM	Tiempos fijos h:m:s	Velocidades (m/min); para Pendiente = 14 / 100				Velocidades (m/min); para Pendiente = 8 / 1000			
		Marcha adelante Con carga	Marcha atrás Sin carga	Marcha adelante Sin carga	Marcha atrás Con carga	Marcha adelante Con carga	Marcha atrás Sin carga	Marcha adelante Sin carga	Marcha atrás Con carga
Ataque	0:00:41								
Desplazamiento subida		52.8	116.4	132.6	110.4	61.2	134.4	153.0	126.6
Maniobras de entrada a ventana	0:00:16								
Descarga y acomodo	0:00:26								
Maniobras de salida de ventana	0:00:16								
Desplazamiento bajada		141.0	108.0	126.0	103.2	139.8	106.8	123.6	100.8
Sumatoria tiempos fijos :	0:01:39								
Ratio General (m3/min)		0.54		0.64		0.57		0.66	

Nota:

- 1.- Scooptram diesel de 3.5 yd3
- 2.- Capacidad: 3.5 yd3 - 185 HP

Consideraciones:

- El Indicador General se usa para determinar de una manera rápida el tiempo de eliminación de un desmonte cualquiera.
- Para el cálculo de este Ratio se está tomando una sección de túnel de 12.60m2, perforación de 12pies, esponjamiento 63%, 28 ciclos para eliminación y distancia promedio 74m.
- La Distancia entre nichos fue de 148m. Luego, la distancia promedio de transporte es 74m.

3.3.4 Velocidades de transporte en Volquetes

En la Rampa Mario negativa se emplearon para el desescombro 2 volquetes Mercedes Benz modificados de 6m³ de capacidad, ver Figura N° 33.

Estos equipos se usaron para transportar el material hasta el botadero en superficie. En obra trabajaron en pendientes de hasta 14%, luego de algunos problemas iniciales. Eventualmente se utilizaban para apoyar en el sostenimiento, llevando material y sirviendo como plataforma para el sostenimiento.

Los datos mostrados son resultado de un estudio de Tiempos y Movimientos, elaborado por un ingeniero del área técnica de obra a lo largo del desarrollo de los trabajos, analizado de mediciones en campo. Los ciclos del volquete son mostrados en el Cuadro N° 17.

Figura N° 33: Volquete 1718A/42, Mercedes Benz.



FUENTE: Edición de obra

Cuadro N° 17: CICLO DE ELIMINACIÓN DE MATERIAL: SCOOP - VOLQUETE, DESDE NICHOS HACIA BOTADERO

Equipos: SCOOPTRAM VOLQUETE	Tiempos fijos (min)	Velocidades (m/min); para Pendiente = 14 / 100				Velocidades (m/min); para Pendiente = 8 / 1000			
		Subida Con carga	Bajada Sin carga	Subida Sin carga	Bajada Con carga	Subida Con carga	Bajada Sin carga	Subida Sin carga	Bajada Con carga
Ataca ventana	0.43								
Maniobras para cuadrada	0.17								
Parqueo	0.22								
Maniobras para recibir carga	0.20								
Llenado de tolva	0.27								
Maniobras de estacionam.	0.13								
Desplazamiento ida-vuelta		102.6	142.8			108.0	128.4		
Sumatoria tiempos fijos :	1.42								

Nota:

- 1.- Scooptram Diesel 185 HP 3,5 yd³
- 2.- Volquete MB Diesel 170 CV 6 m³
- 3.- El valor de Tiempo fijo 1.42min; es para un ciclo unitario y no depende del número de lampadas que lo cargue

Consideraciones:

- Las celdas sombreadas de color verde son las actividades correspondientes al scooptram
- Las celdas sombreadas de color azul son las actividades correspondientes al volquete
- Para obtener el ciclo deseado se hacen las combinaciones necesarias

3.3.5 Velocidades de transporte en Dumpers

Los dumpers empleados en obra fueron MT-420B de 20 ton de capacidad, de la marca Wagner, ver Figura N° 34. Estos equipos se usaron para transportar el material hasta el botadero en interior mina o a superficie. En obra trabajaron en pendientes de hasta 14%. Eventualmente se utilizaron para apoyar en el sostenimiento como plataforma o transportando cimbras, planchas y mallas, para transportar el agregado para shotcrete y enripiado de la superficie de rodadura en interior mina que se encuentre deteriorado.

Los datos mostrados son resultado de un estudio de Tiempos y Movimientos, elaborado por un ingeniero del área técnica de obra a lo largo del desarrollo de los trabajos, analizado de mediciones en campo. Los ciclos del dumper estarán mostrados en el Cuadro N° 18.

Figura N° 34: Dumper MT – 420 B, Wagner.



FUENTE: Edición de obra

- | | |
|--|---|
| a) Capacidad teórica de carguío | 8.60 m ³ . Según catálogo. |
| b) Capacidad real de carguío | 8.84 m ³ . Obtenido de medidas en campo. |
| c) Factor de eficiencia (real/teórico) | $8.84/8.60 = 1.03$ |

Cuadro N° 18: CICLO DE ELIMINACIÓN DE MATERIAL: SCOOP - DUMPER, DESDE NICHOS HACIA BOTADERO

Equipos: SCOOPTRAM DUMPER	Tiempos fijos (min)	Velocidades (m/min); para Pend. = 14 / 100				Velocidades (m/min); para Pend. = 8 / 1000			
		Subida Con carga	Bajada Sin carga	Subida Sin carga	Bajada Con carga	Subida Con carga	Bajada Sin carga	Subida Sin carga	Bajada Con carga
Ataca ventana	0.42								
Maniobras para cuadrada	0.18								
Cuadrada	0.23								
Maniobras para recibir carga	0.22								
Llenado de tolva	0.29								
Maniobras de estacionam.	0.14								
Desplazamiento ida-vuelta		86.6	102.3			95.1	98.6		
Sumatoria tiempos fijos :	1.48								

Nota:

- 1.- Scooptram diesel 185 HP 3,5 yd³
- 2.- Dumper diesel 180 HP 20 Ton
- 3.- El valor de tiempo fijo 1.48min es para un ciclo unitario

Consideraciones:

- Las celdas sombreadas de color verde son las actividades correspondientes al scooptram
- Las celdas sombreadas de color azul son las actividades correspondientes al dumper
- Para obtener el ciclo deseado se hacen las combinaciones necesarias

3.4 Indicadores en Instalaciones

3.4.1 Indicadores en Instalaciones provisionales

Se refiere a todos aquellos materiales que son de uso temporal, para el desarrollo normal del frente. Estos deben estar dentro del presupuesto como un monto global.

Los elementos mostrados son los utilizados comúnmente a lo largo del desarrollo de los trabajos.

Cuadro N° 19: Materiales empleados en las instalaciones provisionales

COMPRADOS POR GYM	PROPORCIONADOS POR CMBSAA
Lámparas halógenas de 500W	Tubo de polietileno negro clase 10 de 2" y 4"
Fluorescente con dos lámparas de 40W	Perno helicoidal de anclaje 22mm x 7' c/placa y perno
Arrancador de fluorescente	Manga de ventilación de rafia color naranja de 24" c/ojalillos, aros y ganchos x 25mts
Focos de 100W	Tubo de acero alvenius de 6" x 5.80mts
Socket base para foco	Acoplamiento alvenius tipo 152 de 6" c/empaquetadura, pernos y tuercas.
Llave térmica de 30amp x 3 polos	Proyector de aluminio hermético c/lampara halógena de 500W, 220V
Llave termomagnética 2x20 amp	Cáncamo de fierro corrugado de 1"x0.80m de longitud con ojo de 2" en un lado.
Cable TW 12 AWG	Cadena eslabonada de 1/4"
Cable vulcanizado 3x14 awg cordones	Cuñas de madera eucalipto de 3"x3"x8"
Enchufe y tomacorriente industrial	Tarugo de eucalipto de 1-1/2" x 1-1/2" x 10" con 3 agujeros de 1/2"
Enchufe trifásico industrial	Sujetador de cadena tipo "S" de acero SAE 1035
Tomacorriente aereo 3Px LT 32A 380-4	Ducto flexible espiralduct de 24" de diámetro
Uniones de polietileno de 4", 2" (1)	
Fierro corrugado de 1"	
Cinta vulcanizante 23 3M de 1"	
Cinta aislante de PVC uso general 19mm	
Niples de fierro galvanizado de 1" y 2" (150PSI)	
Abrazaderas para manguera de 2", 3", 4" y 1/2"	
Válvula metálica roscada tipo esférica	
Válvula compuerta pesada (250lbs)	
Collarín de polietileno de 4" a 2" y de 2" a 1"	
Tees de polietileno de 2" y 4" (1)	
Adaptador de polietileno 2" (1)	
Unión universal F°G° 2" (hasta 300PSI)	
Manguera de jebe y lona de 2"	
Cadena de eslabón de 1/4"	
Cable de acero tipo cobra 3/8"	

(1) En interior mina no se empleó el equipo de termofusión para empalme de tubos, sólo empalmes de polietileno.

3.4.2 Diseño típico de Ventana de acumulación y carguío

Las medidas indicadas en las Figuras N° 35 y 36, fueron propuestas para garantizar las maniobras con el scooptram (hacia delante, en retroceso), y desarrollar la longitud necesaria, economizando el costo para el cliente.

Figura N° 35: Planta típica de ventana

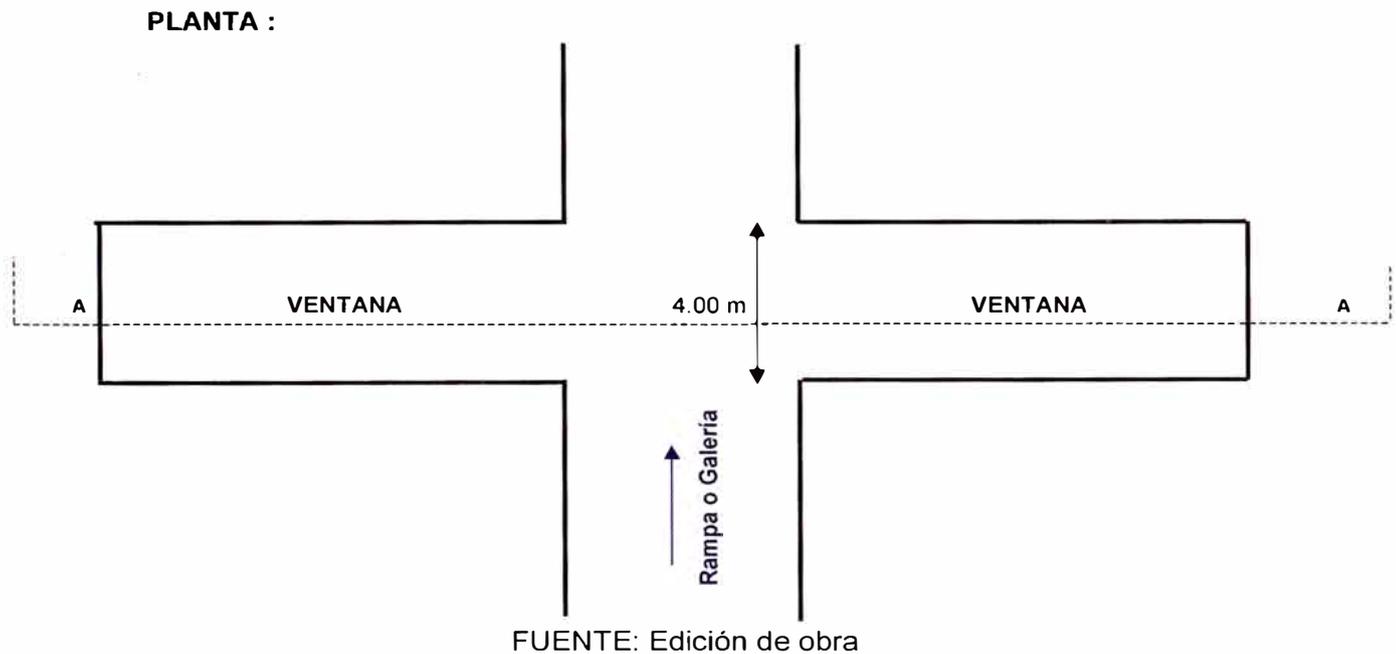
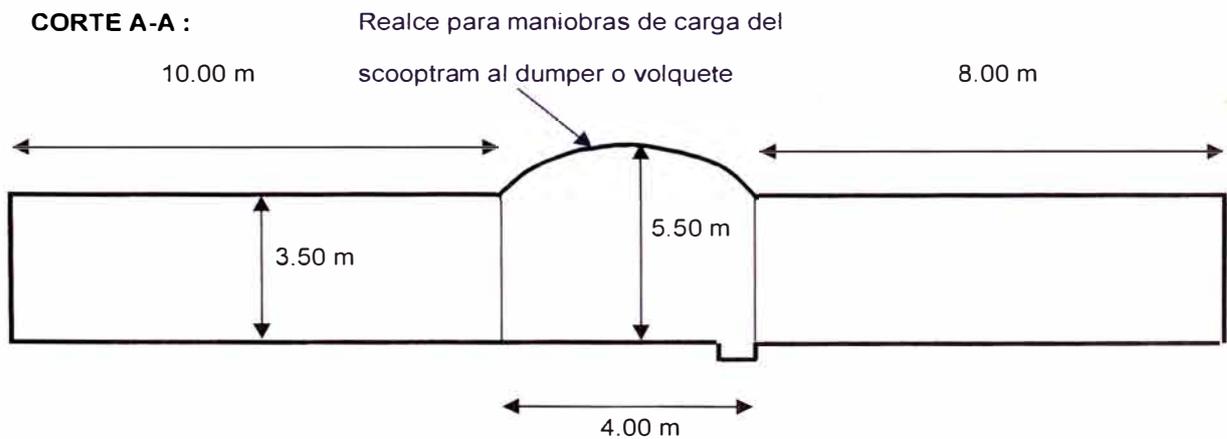


Figura N° 36: Corte típico de ventana



FUENTE: Edición de obra

Distancias entre volteos:

Según CMBSAA	100 m.
Según Ppto Obra	200 m.
Según Real	148 m. (promedio)

3.5 Datos adicionales

3.5.1 Mallas de perforación

Como se sabe, las mallas de perforación son esquemas de diseño de voladura que muestran la disposición de los taladros y la secuencia de voladura para obtener:

- La máxima eficiencia de disparo,
- La fragmentación adecuada al tipo de equipo usado para el desescombro, y
- El menor daño a la roca remanente y la superficie más regular de dicha roca.

En la actualidad, la confección de las mallas de perforación es realizada con ayuda de softwares de planificación minera (Vulcan, Datamine, etc.). No obstante, interviene en gran medida la experiencia del Ing. responsable y la mejora continua de dicho diseño, a través de múltiples pruebas hasta lograr el idóneo para el tipo de roca que se tiene. El diseño de la malla de perforación es un Know-how, fruto de la experiencia en campo y del análisis de las características particulares de la roca y la geología del lugar.

Una malla de perforación consta de los siguientes elementos:

- Identificación (numérica u otra) de cada perforación.
- Identificación de la zona por perforar (mineral, estéril, rampa).
- Sección de excavación (área y dimensiones).
- Frente de trabajo.
- Largo y diámetros de la perforación.
- Tipo de equipo de perforación.

- Cantidad de perforaciones (tipo y diámetro), cantidad de explosivo y carga resultante.
- Tipo de roca.
- Secuencia de retardos.

Cabe resaltar que cualquier diseño de gabinete es simplemente un esquema inicial, que variará en campo en función de las características particulares de cada tramo de roca por volar: calidad de roca, fracturamiento o alteración, agua de filtración, factor de seguridad, ubicación/posición de las fracturas respecto al disparo, entre otras.

En el Cuadro N° 20, se muestra la longitud de perforación típica usada en la obra. Cabe mencionar que esta longitud puede variar a fin de lograr un número entero de disparos en el tiempo previsto, en particular, cuando los horarios de disparo son fijos.

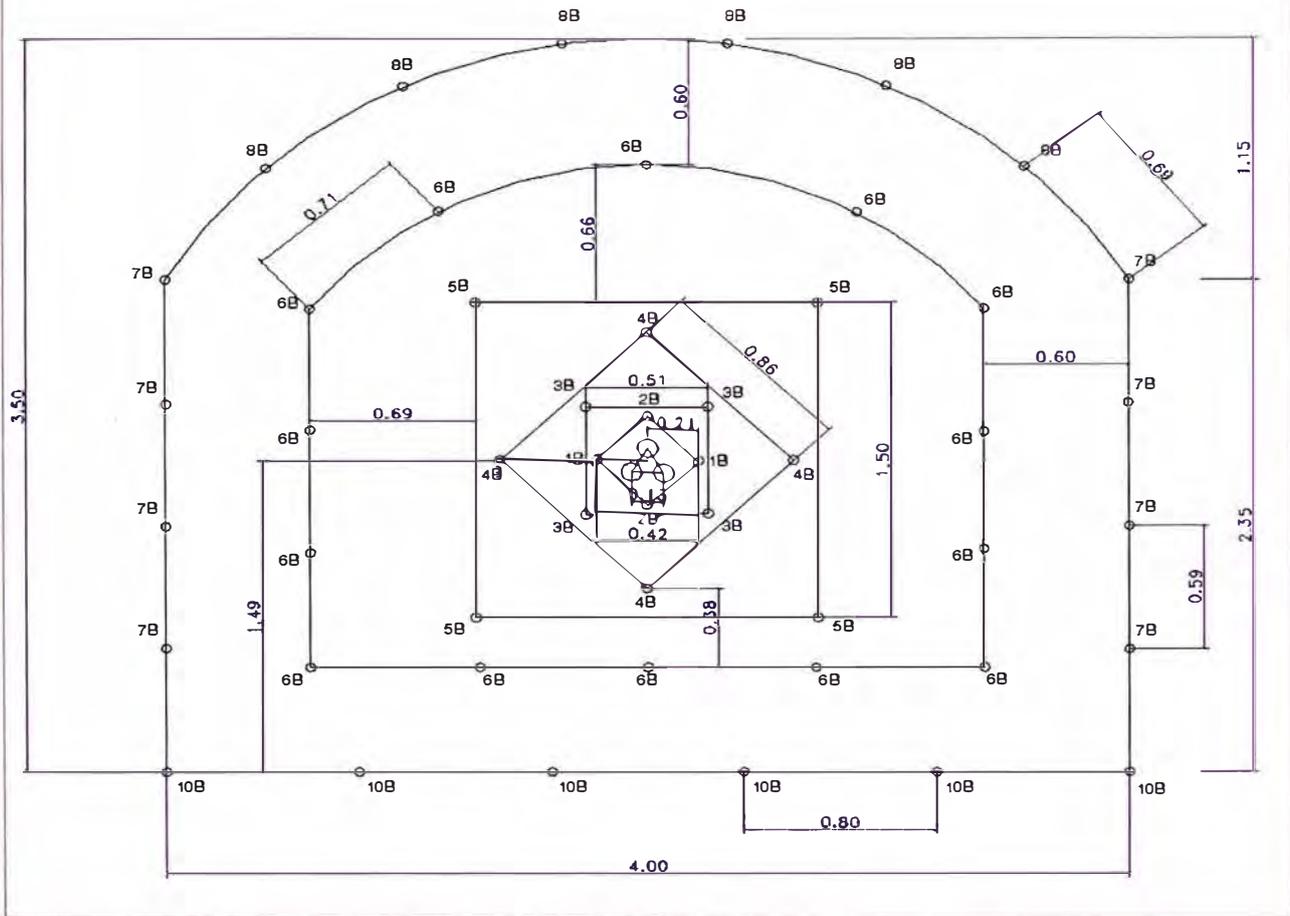
Cuadro N° 20: Profundización de taladro

Tipo de Roca	Profundización taladro (pie.)
III A	12' – 13'
III B	8' – 12'
IV A	5' – 7'
IV B	4' – 5'
V	2' – 4'

A continuación se presentan los diseños típicos de malla de perforación usados a lo largo de la obra.

Cuadro N° 21: Malla de Voladura para Roca III-A

OBRA : CONSTRUCCION TUNEL ORCOPAMPA
 CLIENTE : COMPAÑIA MINERA BUENAVENTURA S.A.A.
 CONSTRUYE : G y M



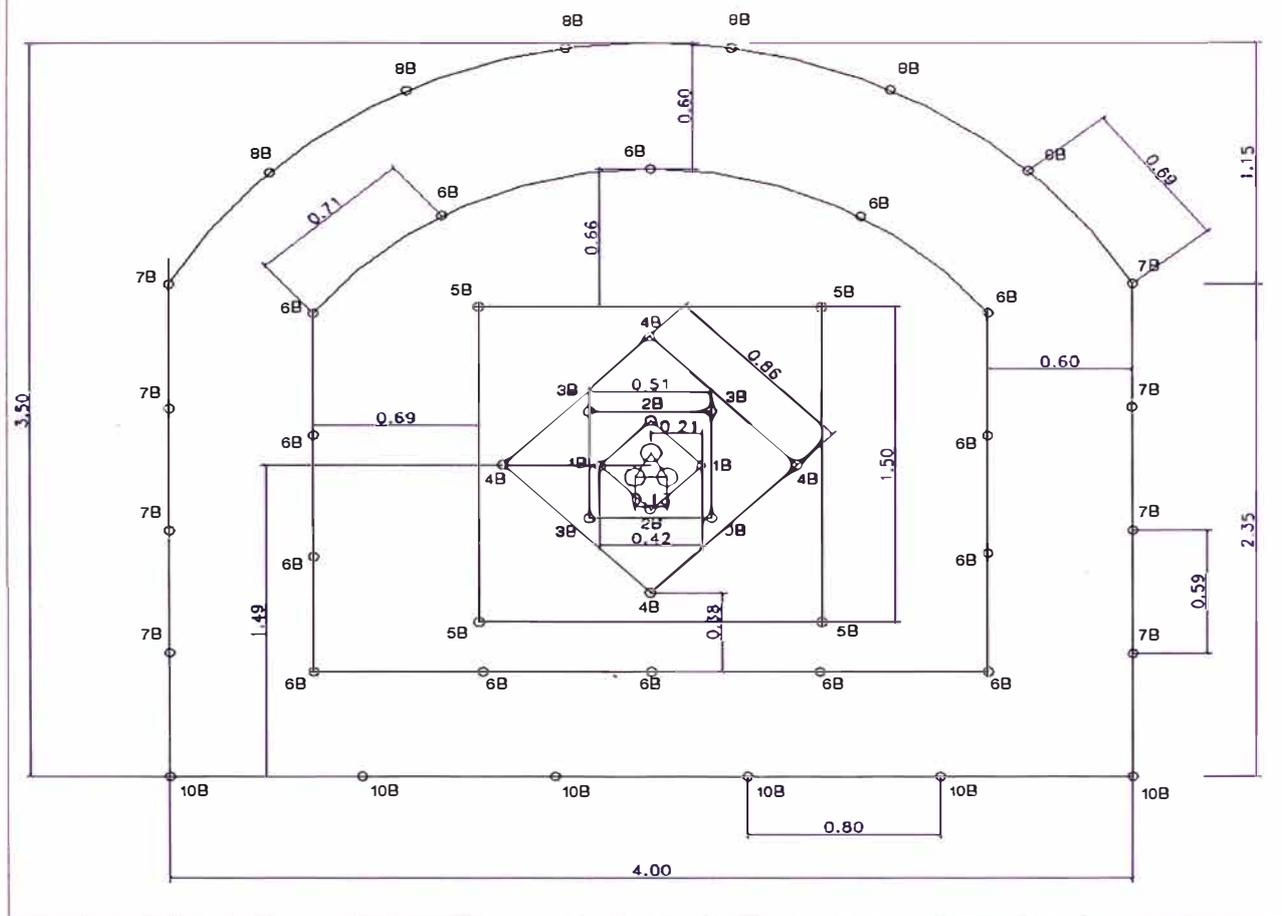
MALLA DE VOLADURA ROCA III A

RAMPA - SECCIÓN 4.0x3.5 m.

DESCRIPCION	N° FANEL	CANTIDAD TALADRO	CARTUCHOS x TALADRO			CARTUCHOS x UBICACIÓN		
			SEMEXSA 80% 1 1/8" x 8	SEMEXSA 65% 1 1/8" x 7	SEMEXSA 65% 7/8" x 7	SEMEXSA 80% 1 1/8" x 8	SEMEXSA 65% 1 1/8" x 7	SEMEXSA 65% 7/8" x 7
ALIVIO		3						
ARRANQUE	1 y 2	4	28			112		
ARRANQUE	3	4	28			112		
ARRANQUE	4	4	28			112		
ARRANQUE	5	4	28			112		
AYUDAS	6	14		23			322	
CUNETAS	-	-						
CUADRADOR	7	8		20			160	
CORONA	8	6			18			108
ARRASTRE	10	6	28			168		
AYUDA ARRASTRES	-	-						
TOTALES		50				616	482	108
Peso unitario (Kg/Und)						0.152	0.1225	0.081
Sub total (Kg)						93.632	59.045	8.748
Peso total explosivos (Kg)								161.43
Datos								
DIAMETRO DE TALADRO							45	mm
DIAMETRO TALADRO ALIVIO							101	mm
LONGITUD DE AVANCE (teórica)							3.96	m
AREA DE EXCAVACION (real)							12.60	m ²
VOLUMEN DE EXCAVACION							49.90	m ³
FACTOR DE CARGA (F°C°)							3.24	Kg/m³

Cuadro N° 22: Malla de Voladura para Roca III-B

OBRA : CONSTRUCCION TUNEL ORCOPAMPA
CLIENTE : COMPAÑIA MINERA BUENAVENTURA S.A.A.
CONSTRUYE : G y M



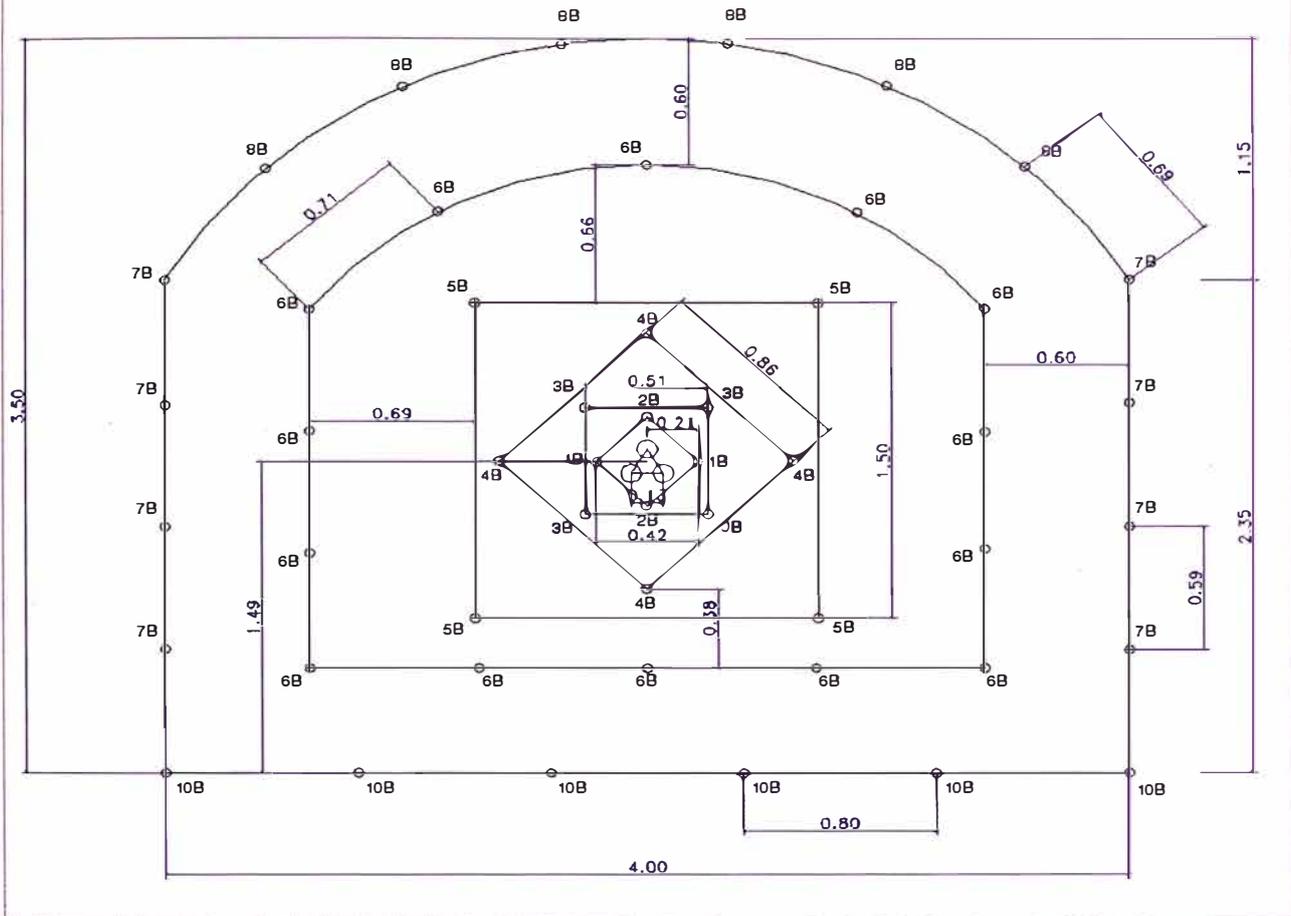
MALLA DE VOLADURA ROCA III B

RAMPA - SECCIÓN 4.0x3.5 m.

DESCRIPCION	N° FANEL	CANTIDAD TALADRO	CARTUCHOS x TALADRO			CARTUCHOS x UBICACIÓN		
			SEMEXSA 80% 1 1/8" x 8	SEMEXSA 65% 1 1/8" x 7	SEMEXSA 65% 7/8" x 7	SEMEXSA 80% 1 1/8" x 8	SEMEXSA 65% 1 1/8" x 7	SEMEXSA 65% 7/8" x 7
ALIVIO		3						
ARRANQUE	1 y 2	4	24			96		
ARRANQUE	3	4	24			96		
ARRANQUE	4	4	24			96		
ARRANQUE	5	4	24			96		
AYUDAS	6	14		20			280	
CUNETA	-	-						
CUADRADOR	7	8		20			160	
CORONA	8	6			15			90
ARRASTRE	10	6	24			144		
AYUDA ARRASTRES	-	-						
TOTALES		50				528	440	90
Peso unitario (Kg/und)						0.152	0.1225	0.081
Sub total (Kg)						80.256	53.9	7.29
Peso total explosivos (Kg)								141.45
Datos								
DIAMETRO DE TALADRO							45	mm
DIAMETRO TALADRO ALIVIO							100	mm
LONGITUD DE AVANCE (teórica)							3.60	m
AREA DE EXCAVACION (real)							12.60	m ²
VOLUMEN DE EXCAVACION							45.36	m ³
FACTOR DE CARGA (F°C°)							3.12	Kg/m3

Cuadro N° 23: Malla de Voladura para Roca IV-A

OBRA : CONSTRUCCION TUNEL ORCOPAMPA
 CLIENTE : COMPAÑIA MINERA BUENAVENTURA S.A.A.
 CONSTRUYE : G y M



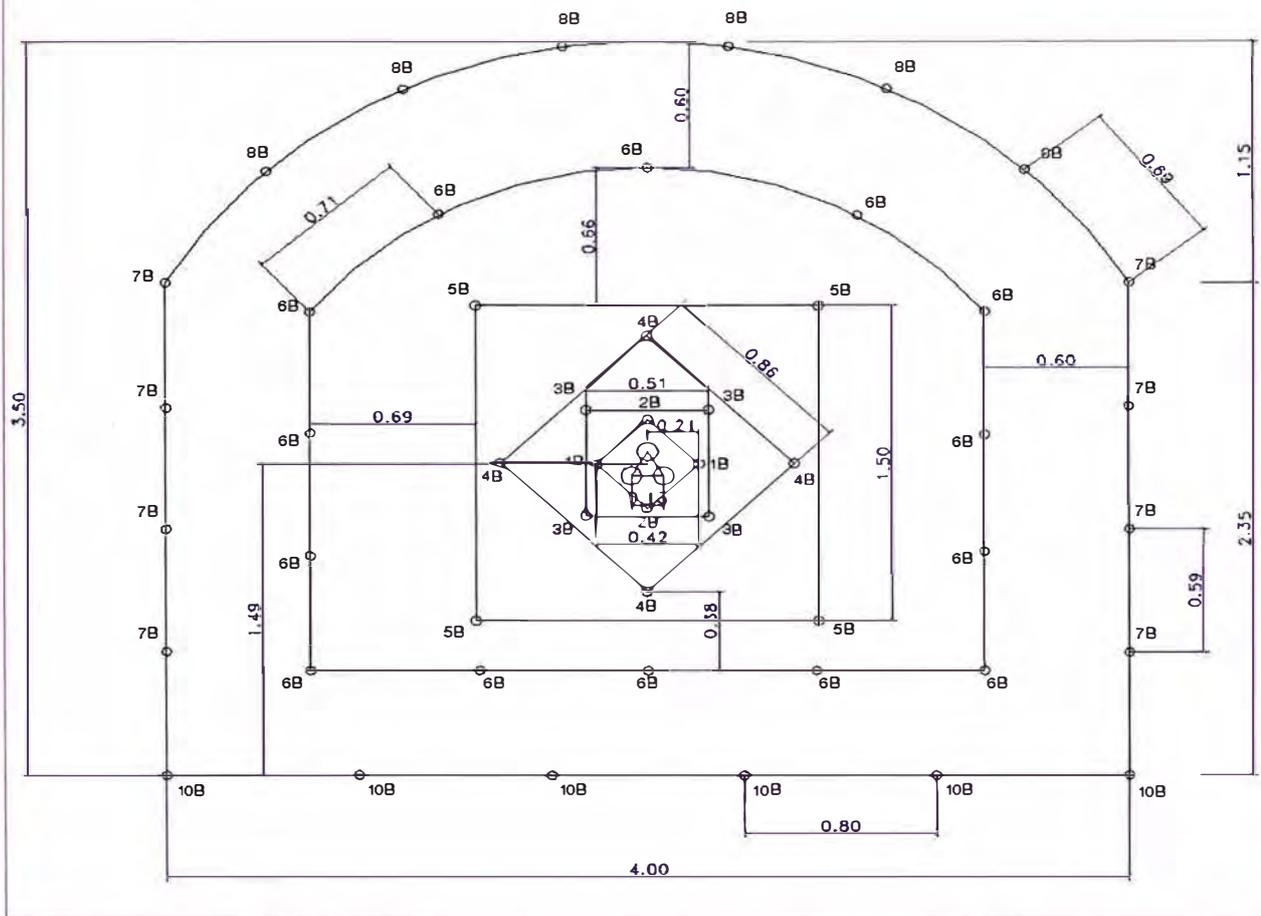
MALLA DE VOLADURA ROCA IV A

RAMPA - SECCIÓN 4.0x3.5 m.

DESCRIPCION	N° FANEL	CANTIDAD TALADRO	CARTUCHOS x TALADRO			CARTUCHOS x UBICACIÓN		
			SEMEXSA 80% 1 1/8" x 8	SEMEXSA 65% 1 1/8" x 7	SEMEXSA 65% 7/8" x 7	SEMEXSA 80% 1 1/8" x 8	SEMEXSA 65% 1 1/8" x 7	SEMEXSA 65% 7/8" x 7
ALIVIO		3						
ARRANQUE	1 y 2	4	10			40		
ARRANQUE	3	4	10			40		
ARRANQUE	4	4	10			40		
ARRANQUE	5	4	10			40		
AYUDAS	6	14		8			112	
CUNETAS	-	-						
CUADRADOR	7	8		8			64	
CORONA	8	6			10			60
ARRASTRE	10	6	10			60		
AYUDA ARRASTRES	-	-						
TOTALES		50				220	176	60
Peso unitario (Kg/und)						0.152	0.1225	0.081
Sub total (Kg)						33.44	21.56	4.86
Peso total explosivos (Kg)								59.86
Datos								
DIAMETRO DE TALADRO							45	mm
DIAMETRO TALADRO ALIVIO							76	mm
LONGITUD DE AVANCE (teórica)							1.80	m
AREA DE EXCAVACION (real)							12.60	m2
VOLUMEN DE EXCAVACION							22.68	m3
FACTOR DE CARGA (F°C°)							2.64	Kg/m3

Cuadro N° 24: Malla de Voladura para Roca IV-B

OBRA : CONSTRUCCION TUNEL ORCOPAMPA
CLIENTE : COMPAÑIA MINERA BUENAVENTURA S.A.A.
CONSTRUYE : G y M



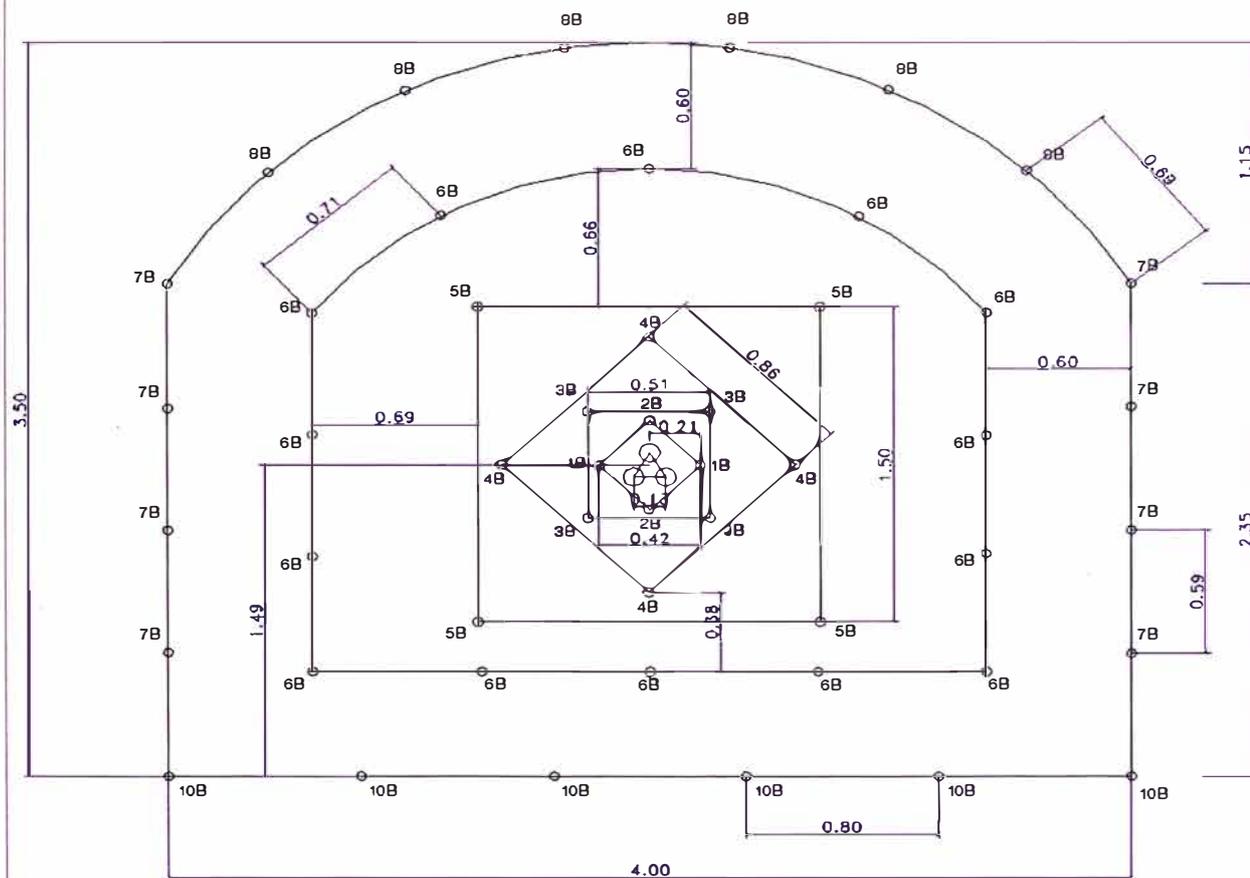
MALLA DE VOLADURA ROCA IV B

RAMPA - SECCIÓN 4.0x3.5 m.

DESCRIPCION	N° FANEL	CANTIDAD TALADRO	CARTUCHOS x TALADRO			CARTUCHOS x UBICACIÓN		
			SEMEXSA 80% 1 1/8" x 8	SEMEXSA 65% 1 1/8" x 7	SEMEXSA 65% 7/8" x 7	SEMEXSA 80% 1 1/8" x 8	SEMEXSA 65% 1 1/8" x 7	SEMEXSA 65% 7/8" x 7
ALIVIO		2						
ARRANQUE	1 y 2	4		4			16	
ARRANQUE	3	4		4			16	
ARRANQUE	4	4		4			16	
ARRANQUE	5	4		4			16	
AYUDAS	6	14		4			56	
CUNETAS	-	-						
CUADRADOR	7	8		4			32	
CORONA	8	6			5			30
ARRASTRE	10	6	4			24		
AYUDA ARRASTRES	-	-						
TOTALES		50				24	152	30
Peso unitario (Kg/und)						0.152	0.1225	0.081
Sub total (Kg)						3.648	18.62	2.43
Peso total explosivos (Kg)								24.70
Datos								
DIAMETRO DE TALADRO							45 - 51	mm
DIAMETRO TALADRO ALIVIO							100	mm
LONGITUD DE AVANCE (teórica)							1.20	m
AREA DE EXCAVACION (real)							12.60	m ²
VOLUMEN DE EXCAVACION							15.12	m ³
FACTOR DE CARGA (F°C°)							1.63	Kg/m³

Cuadro N° 25: Malla de Voladura para Roca V

OBRA : CONSTRUCCION TUNEL ORCOPAMPA
 CLIENTE : COMPAÑIA MINERA BUENAVENTURA S.A.A.
 CONSTRUYE : G y M



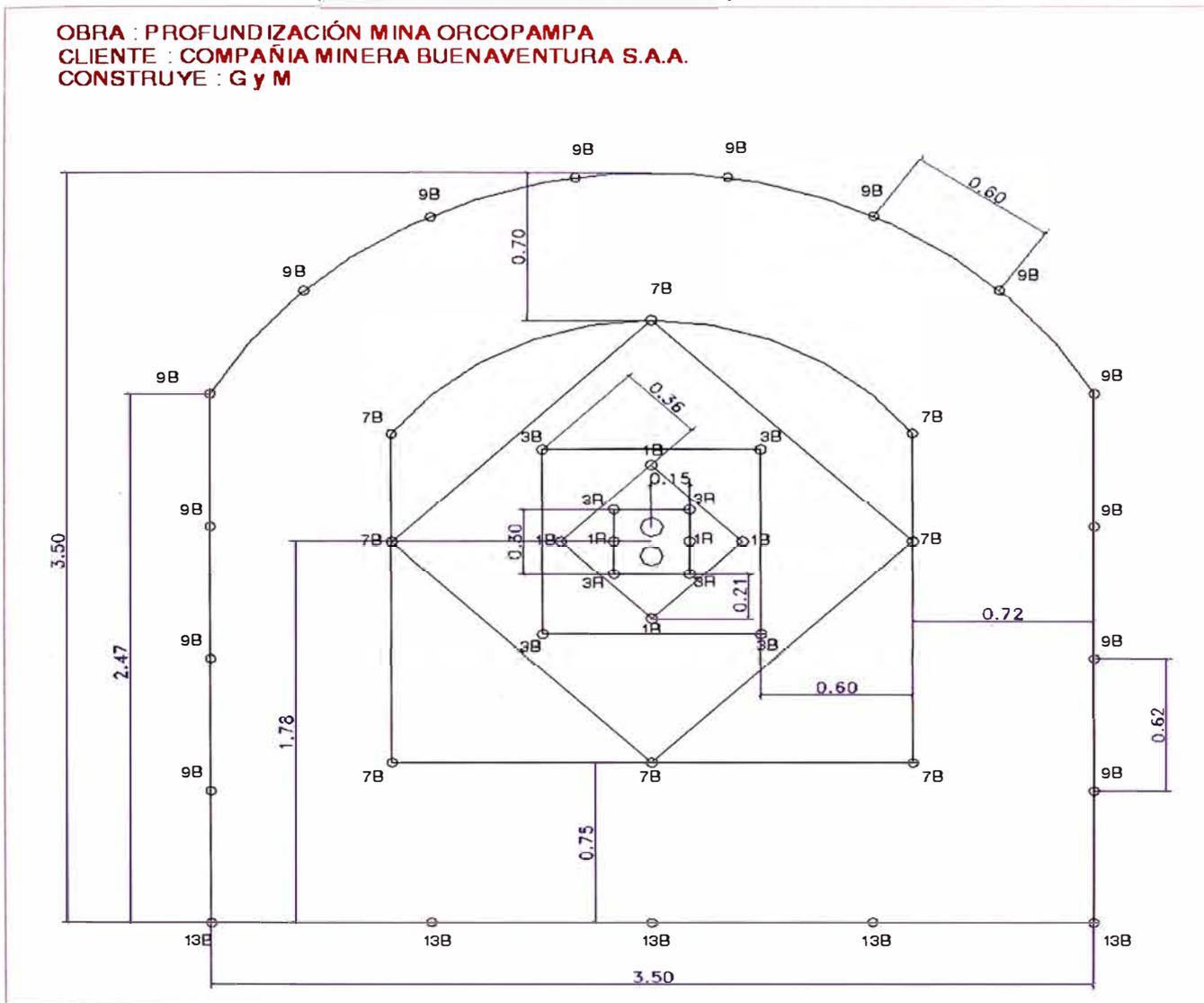
MALLA DE VOLADURA ROCA V

RAMPA - SECCIÓN 4.0x3.5 m.

DESCRIPCION	N° FANEL	CANTIDAD TALADRO	CARTUCHOS x TALADRO			CARTUCHOS x UBICACIÓN		
			SEMEXSA 80% 1 1/8" x 8	SEMEXSA 65% 1 1/8" x 7	SEMEXSA 65% 7/8" x 7	SEMEXSA 80% 1 1/8" x 8	SEMEXSA 65% 1 1/8" x 7	SEMEXSA 65% 7/8" x 7
ALIVIO		2						
ARRANQUE	1 y 2	4		2			8	
ARRANQUE	3	4		2			8	
ARRANQUE	4	4		2			8	
ARRANQUE	5	4		2			8	
AYUDAS	6	14		2			28	
CUNETAS	-	-						
CUADRADOR	7	8		2			16	
CORONA	8	6		1			6	
ARRASTRE	10	6	2			12		
AYUDA ARRASTRES	-	-						
TOTALES		50				12	82	0
Peso unitario (Kg/und)						0.152	0.1225	0.081
Sub total (Kg)						1.824	10.045	0
Peso total explosivos (Kg)								11.87
Datos								
DIAMETRO DE TALADRO							45	mm
DIAMETRO TALADRO ALIVIO							76	mm
LONGITUD DE AVANCE (teórica)							1.20	m
AREA DE EXCAVACION (real)							12.60	m ²
VOLUMEN DE EXCAVACION							15.12	m ³
FACTOR DE CARGA (F°C°)							0.78	Kg/m³

Cuadro N° 26: Malla de Voladura para Roca III-B

OBRA : PROFUNDIZACIÓN MINA ORCOPAMPA
CLIENTE : COMPAÑIA MINERA BUENAVENTURA S.A.A.
CONSTRUYE : G y M



MALLA DE VOLADURA ROCA III B

GALERÍA O CRUCERO - SECCIÓN 3.5x3.5 m.

DESCRIPCION	No TALADRO	No FANELES	TIPO FANEL	CARTUCHOS x TALADRO		N o DE CARTUCHOS TOTALES		
				1 1/8" x 8" x 65%	7/8" x 7" x 65%	1 1/8" x 8" x 65%	7/8" x 7" x 65%	
ARRASTRE	5	5	13B	20		100		
CUADRADOR	6	6	9B	1	10	6	60	
BOVEDA	8	9	9B	1	10	8	80	
1RA AYUDA DE ARRASTRE	2	2	7B	20		40		
1RA AYUDA DE CUADRADOR			7B	20				
1RA AYUDA DE BOVEDA	2	2	7B	20		40		
ARRANQUE	6	6	1R,3R	22		132		
1RA AYUDA DE ARRANQUE	4	4	1B	22		88		
2DA AYUDA DE ARRANQUE	4	4	3B	20		80		
3RA AYUDA DE ARRANQUE	4	4	7B	20		80		
ALIVIO	2							
Totales	43					574	140	
				Peso unitario (Kg/und)		0.133	0.122	0.081
				Sub total (Kg)			70.028	11.34
				Peso total explosivos (Kg)				81.37
				Datos				
				DIAMETRO DE TALADRO		45	mm	
				DIAMETRO TALADRO ALIVIO		89	mm	
				LONGITUD DE AVANCE (teórica)		3.45	m	
				AREA DE EXCAVACION (real)		11.35	m2	
				VOLUMEN DE EXCAVACION		39.16	m3	

FC : 2.08 Kg/m3

3.5.2 Eficiencia de disparo

La eficiencia del disparo, entendida como un porcentaje de metros volados con respecto a los metros perforados, tuvo dos momentos bien definidos: de inicio de obra a Diciembre 2,003 y de Enero 2,004 a fin de obra. El primero de ellos se caracterizó por el empleo de dinamitas al 60%, conforme al presupuesto. Se observó que las eficiencias estaban por debajo de lo esperado con lo que, aparte de encarecer la obra, se ponía en riesgo el cumplimiento del plazo. Por ello, se fueron probando diversas mallas y no resultaron hasta que se cambió de dinamita por otra al 80%, cuyo empleo se inició en Enero del 2,004.

Del Cuadro N° 27, se observa que al emplear dinamita de 80%, se obtuvieron mejores eficiencias, ya que por su poder rompedor era más conveniente para las rocas ígneas de nuestro proyecto.

Cuadro N° 27: Eficiencias de disparo.

FRENTE	EFICIENCIA PROM. (Entre Ago03 - Dic03)	EFICIENCIA PROM. (Entre Ene04 - Fin)	EFICIENCIA PROM. (Entre Ago03 - Fin)
Rampa - Sección 4.0x3.5 m.	81.6%	95.1%	93.8%
Galería o Crucero - Sección 3.5x3.5 m.	91.6%	95.5%	95.1%
	Dinamita al 60%	Dinamita al 80%	

3.5.3 Indicadores de sostenimiento por ml de túnel para cada tipo de roca

Los datos mostrados son resultado de mediciones y comparaciones con los avances realmente ejecutados, tanto en metros lineales de excavación y elementos de sostenimiento. Esto realizado por un ingeniero del área técnica del proyecto.

Cuadro N° 28: Indicadores de sostenimiento por ml de túnel para cada tipo de roca.

Rampa 4.0 x 3.50 m						
Actividad	Und	Tipo de roca				
		3a	3b	4a	4b	5
Shotcrete 2"	m2/m	0.00	1.00	0.86	0.63	0.14
Shotcrete 3"	m2/m	0.58	1.17	1.02	2.38	0.03
Shotcrete 4"	m2/m	0.00	0.00	0.00	3.77	0.00
Shotcrete 6"	m2/m	0.00	0.00	1.02	0.00	0.00
Pernos /split set	und/m	1.84	5.28	1.07	0.82	0.00
Cerchas	und/m	0.00	0.00	0.65	0.82	1.00
Plancha acanalada	Kg/m	0	0	211	280	305
Malla	m2/m	2.05	5.37	1.08	0.35	0.00
Spilling bar	m/m	0.00	0.00	2.37	5.32	14.56

Galería 3.50 x 3.50 m						
Actividad	Und	Tipo de roca				
		3a	3b	4a	4b	5
Shotcrete 2"	m2/m	0.00	0.00	0.00	0.00	3.70
Shotcrete 3"	m2/m	0.00	0.00	1.17	1.40	0.00
Shotcrete 4"	m2/m	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Shotcrete 6"	m2/m	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Pernos /split set	und/m	0.00	8.06	4.33	0.89	0.00
Cerchas	und/m	0.00	0.00	0.67	0.89	1.00
Plancha acanalada	Kg/m	0	0	142	227	334
Malla	m2/m	0.00	9.16	1.10	0.00	0.00
Spilling bar	m/m	0.00	0.00	0.00	4.22	29.38

CAPÍTULO IV: Nuevos Procesos Constructivos



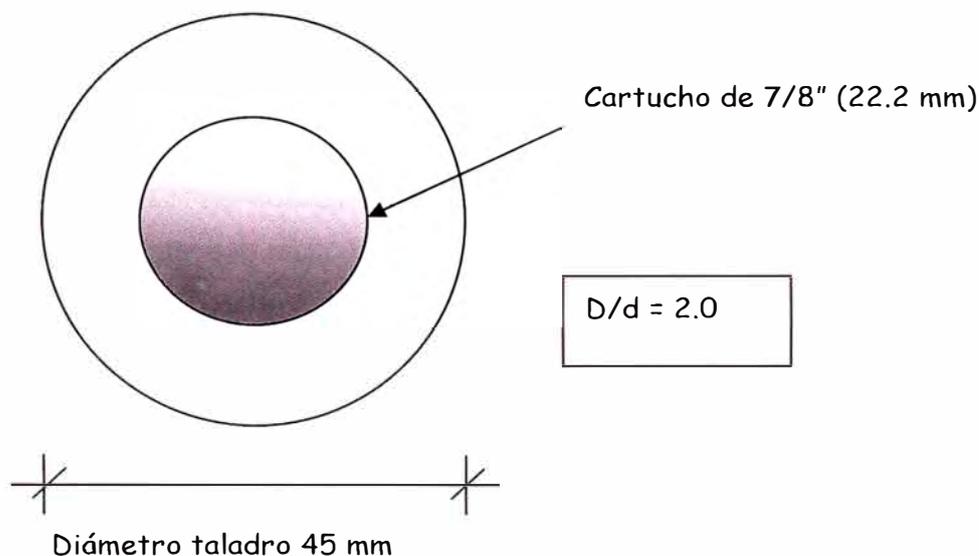
4.0 NUEVOS PROCESOS CONSTRUCTIVOS

4.1 Uso de voladura de contorno

Se implementó el sistema de voladura suave de contorno para los taladros de la corona; se usó el sistema de recorte, sistema en el cual la carga de explosivos es a lo largo de todo el taladro y no se concentra mayor carga en el fondo del taladro. Los elementos principales para obtener una eficiente voladura de contorno controlada, son los siguientes:

- La relación del diámetro del taladro con el diámetro del cartucho de dinamita debe de estar dentro de un rango de 2.1 / 1.0. Nosotros hemos usado para perforar los taladros brocas de 45mm.; el diámetro del cartucho fue de 7/8" (22.2 mm.); por lo tanto la proporción fue de $45 / 22.2 = 2.0$, ver Figura N°37. Como referencia, en el resto de taladros de una malla hay una relación usual máxima entre el diámetro del taladro perforado y el del explosivo utilizado, para garantizar un buen retacado. Esa relación teórica es de 1.2 : 1; sin embargo para efectos prácticos se usa 1.3 : 1. En el caso de Orcopampa, se tiene una relación de 1.5 : 1, debido al tipo de roca no muy buena.

Figura N° 37: Carga de Voladura de Contorno



FUENTE: Edición de obra

Cuadro N° 29: Carga por metro lineal en voladura de Contorno por Tipos de Roca
(Φ taladro = 45 mm)

Tipo de Roca	Longitud Taladro	Dinamita 65%	N°Cartuchos p/ taladros	Peso Cartucho	Kg/ml
Roca Dura	3.60	7/8"x 7"	18	0.082	0.411
Roca Intermedia	2.40	7/8"x 7"	8	0.082	0.273
Roca Suave	1.50	7/8"x 7"	4	0.082	0.218

Nota: Descontar a la longitud del taladro un pie (0.30 mt). Por efecto del acople con el jumbo.

- La separación de los taladros debe de estar dentro de un rango de 10 a 20 veces el diámetro del taladro. En nuestro caso, para roca de regular a buena, se usó 0.60m. (11.7 veces), pero para roca muy fracturada, el espaciamiento se incrementó a 0.80m (15.6 veces), pero cargando un taladro sí y otro no para evitar sobre-rotura del perfil perforado.
- El taladro debe llevar explosivo en toda su longitud, para ello los fabricantes proponen el uso de cartuchos de dinamita largos y acoplables; en nuestro caso se obvió el uso de esta dinamita especial (costo mayor), utilizando tubos de PVC de $\frac{3}{4}$ ", pero cortados longitudinalmente por la mitad (caña partida). Los cartuchos se fijan al tubo de PVC con cinta y para asegurar la explosión de la columna se usó cordón detonante a lo largo de todos los cartuchos. Queda un espaciamiento entre 0 a 10 cm entre cartuchos, pero esto no genera mayores problemas, debido al colchón de aire entre el cartucho y las paredes del taladro.
- Un buen diseño de voladura de contorno considera la carga explosiva por metro lineal de taladro. Ésta se relaciona también con el diámetro del taladro. Para el diámetro de 45mm. de nuestros taladros, correspondía usar 0.25 kg/ml.; pero en el caso de Rampa Mario Negativa, debido al fuerte fracturamiento y filtraciones de agua que se tuvieron, se varió la carga de columna entre 0.20 y 0.41 kg/ml.

Debido al incremento del número de taladros, el método de voladura controlada por recorte tiene un costo adicional, pero sus ventajas compensan ampliamente este mayor costo, ya que se evita la sobre-excavación en exceso, se disturba menos la roca remanente evitándose un sostenimiento mayor, se extrae menos desmonte y el perfil rocoso queda mejor auto-soportado, al conseguir superficies en arco en la bóveda.

4.2 Uso de tacos con detritos

La obra solicitó a EXSA, suministrador de explosivos para la mina y, por tanto, a Obra, efectuar una visita técnica para revisar nuestros procedimientos de excavación. Los técnicos recomendaron una variación del uso de los retardos de milisegundos para el arranque y retardos de $\frac{1}{2}$ segundo para el resto de voladura del frente de la Rampa; también recomendaron el uso de tacos de detritos embolsados (colocados para confinar la carga); todo esto para mejorar la eficiencia del disparo ya que ésta estaba por debajo de lo ofertado, 85% al momento de la llegada de EXSA.

El uso del taco en la boca del taladro ha pasado por varias etapas en el desarrollo de la tunelería. Fueron descartados en la década del '70, pero nuevamente han sido retomados en la década del '90, recomendándose el uso de tacos de arcilla, elaborados comercialmente y ahora tacos de detritos; en ambos casos el objetivo es minimizar la fuga de gases por la boca del taladro y optimizar el efecto rompedor del explosivo.

A continuación se presenta el resumen del Informe Técnico de EXSA al respecto:

Cuadro N° 30: Resumen Informe Técnico EXSA

Trabajos realizados

- Se evaluaron los frentes de la Rampa Mario Negativa, Positiva y Galería 690E.
- Se encontraron tacos de 50cm. promedio para una sección de 3.5 x 3.5 m.
- Para corregir esta deficiencia se propuso:
 - Cambiar los retardos actuales del arranque de 25 a 125 ms por 25 y 175 ms.
 - La aplicación de tacos de detritus embolsados.
 - El cambio de la manera de cebar el cartucho, para obtener mayor eficiencia.

Reducción de costos en avances

Producto	Longtud Perforación (m)	Avance (m)	Taco (m)	Eficiencia (%)
De uso actual	3.30	2.80	0.50	85%
EXSA S.A.	3.30	3.20	0.10	97%
Optimización	3.30		0.40	17%

Considerando los cambios propuestos se logró reducir el taco a 10cm. después del disparo, el cual representa el 97% de eficiencia.

Por su parte, Obra optimizó el diagrama de disparos, eliminando el uso de faneles rojos con retardo de milisegundos, usando faneles de ½ segundo para todo el frente; también se usaron los tacos de detritus, con resultados positivos pero no muy claros, por lo que, al final de la obra, éstos también se dejaron de usar.

Empezando de una eficiencia promedio del 86% al inicio de la obra, producto de varias circunstancias, se consiguió al final una eficiencia del 93% al 95% en los disparos.

4.3 Esquemas de bombeo de agua en Rampa Mario Negativa

En el contrato se previó la presencia de filtraciones de agua en la ejecución de las excavaciones; el caudal máximo de agua que se proyectó bombear por parte de Obra fue de 20 l/s. en zonas localizadas.

La excavación de los primeros 300m. de Rampa (los 186 m iniciales fueron hechos por un tercero) se hizo sin encontrarse mayores filtraciones de agua. Las que hubo fueron manejadas con bombas de 8 y 22 kw de potencia; sin embargo, a partir de la progresiva 0+310 hasta la 0+320 se presentaron fuertes filtraciones que llegaron hasta aproximadamente 60 lts/seg., obligando a parar el frente y cambiar el desarrollo de la rampa, para evitar seguir alumbrando más agua del acuífero encontrado.

Las fuertes filtraciones encontradas hicieron variar el esquema de bombeo de agua, cuyo planeamiento inicial consideraba el uso de una bomba de 22 kw cada 300 ml. en sub-estaciones de bombeo y pequeñas bombas sumergibles de avance.

El esquema varió a construir grandes estaciones de bombeo a cuenta del propietario con bombas estacionarias y en 2 líneas de bombeo de 8" y 6" de diámetro. El diseño fue efectuado por el Cliente, por corresponder a sus obligaciones contractuales.

I.- Sistema de bombeo, en Rampa Mario Negativa

En las rampas negativas, el agua de perforación y de filtración se acumula en el frente, por lo que fue necesario plantear un sistema de bombeo que permita evacuar las aguas a superficie.

- Estación de bombeo N°1, progresiva 0+309.
 - Longitud: 17.19 m.
 - Capacidad: 63 m³.
 - Bomba de 104 kw. (de Buenaventura).
 - Línea de bombeo ϕ 8", con válvula check.
 - Longitud de bombeo: 320 m. hasta superficie (20 l/s.).

- Estación de bombeo N°2, progresiva 0+450.
 - Longitud: 11.64m. + Poza deslamadora.
 - Capacidad: 120 m³.
 - Bomba estacionaria Hidrostral de 250 kw.
 - Línea de bombeo ϕ 8", con válvula check.
 - Longitud de bombeo: 430 m. hasta superficie (40 lts/seg.).
 - 2 bombas sumergibles de 43 kw. En stand by.

- Estación de bombeo N°3, progresiva 0+800.
 - Longitud: 102.88m.

- Sub-estaciones de bombas auxiliares. Para evitar acumulaciones mayores de agua en el frente, que interrumpían el ciclo de excavación añadiendo una actividad más, aproximadamente cada 100m. de distancia se construyó una pequeña poza de bombeo para captar parte de las filtraciones y bombear hasta la Poza próxima en nivel superior. Cada cierto tramo se construyeron sangrías, canaletas, fabricadas con rieles de 4 libras y que encauzaban el agua hacia la cuneta y ésta a las pozas de bombeo auxiliares.

- Bombeo del agua en el frente. Las filtraciones de agua en el frente de excavación de la rampa fueron constantes; para mantener el frente seco para efectos de perforación y carguío se usaron 2 bombas Flygt de 22 kw. las cuales a través de mangueras y una "Y" bombearon el agua por una tubería metálica de ϕ 6" con sus respectivas válvulas check hacia la poza con bomba estacionaria.

Para efectuar los disparos, lógicamente se tenían que retirar las bombas del frente, lo que ocasionaba el incremento del ciclo según el siguiente detalle:

• Apagar y retirar bombas del frente	15'
• Tiempo de ventilación	30'
• Reposición de bombeo (instalaciones)	10'
	<hr/>
	55'

• Acumulación de agua	115,500 lts.
• Secado del agua del frente	25'
• Manipuleo de bombas en el desmonte (2)	25'
	<hr/>
	50' de bombeo

Para evitar retrasos en el ciclo, se decidió usar la bomba de Stand by de 43 kw. que estaba en la Poza N°2 y trabajar con esta sola bomba en el frente. Esto mejoró la operación y la capacidad de bombeo en el frente después de los disparos.

- Aumento de tuberías de bombeo. A medida que avanza la excavación, se tiene que incrementar la tubería de bombeo. Esta operación se efectuaba parando las bombas del frente, inundándolo, porque el agua de la tubería regresaba. Para minimizar este efecto se instaló una válvula check horizontal en la tubería de ϕ 6".

Adicionalmente a las bombas de 22 kw. y 43 kw del sistema de bombeo principal, se contó con una bomba Grindex de 8 kw. que se usó para excavar y concretar la cuneta de 0.40m.x0.40m. Esta bomba también ayudaba a achicar el agua del frente en los casos de inundación del mismo.

4.4 Impermeabilización en Rampa Mario Negativa

A solicitud de Buenaventura en el mes de Febrero 2004, se hizo una evaluación geomecánica de la Rampa Mario Negativa para impermeabilizarla y con ello evitar que las filtraciones de ésta lleguen a los niveles inferiores de la mina, una vez que se conecten ambos ramales de la rampa Mario.

La idea original del cliente fue revestir los tramos con filtraciones con concreto. Este procedimiento existe pero es demasiado costoso, y al final no elimina el bombeo de las aguas de filtración, ya que sólo permite canalizar las aguas para sacarlas por gravedad o por bombeo; en líneas generales el proceso consiste en lo siguiente:

Tratamiento para homogeneizar la roca excavada.

- Canalización de las filtraciones por medio de tuberías a drenes interiores del túnel que llevarán el agua por gravedad o por bombeo a superficie.
- Ya canalizadas las filtraciones, se colocan membranas impermeables recubiertas con shotcrete para después revestir con concreto toda la sección del túnel, manteniendo los drenes en la base de los hastiales y la parte central del piso, para que siga drenando el agua y no aflore por el revestimiento.

Como se puede apreciar, el trabajo es laborioso y costoso y no elimina el drenaje del agua. Por ello, se propuso al Cliente efectuar inyecciones químicas reforzadas con inyecciones de lechada de cemento.

Para ello se hizo un mapeo general de las filtraciones de la rampa y se determinaron 4 tramos a inyectar químicamente:

Zona	Volumen Filtra.	Longitud	Tramo
A	22.04 lts/seg	20 m	0+310 – 0+330 – Final Rampa
B	2.16 lts/seg	43 m	0+324 – 0+367 – Hastiales y piso
C	6.50 lts/seg	42 m	0+412 – 0+454 – Hastiales
D	42.00 lts/seg	220 m	0+480 – 0+700 – Hastiales

Se hizo un programa de taladros de 4m. de profundidad, 51 mm. de diámetro e inyecciones con poliuretano Carbotech de 2 elementos: Carbo Pac WFA (2k) y WT (2k). La evaluación dio un volumen de inyección de 92.70 lts/seg.

Finalmente, se presentó el presupuesto al Cliente, pero éste desistió de ejecutar estos trabajos por tratarse de un proceso caro, cuya efectividad depende de la cantidad de inyecciones que se efectúen. No obstante, esta posibilidad está abierta, pues los costos de bombeo son, a la larga, mucho más onerosos que este trabajo.

Por ser de interés técnico, se presenta a continuación el Informe Técnico de Tratamiento de Filtraciones en Rampa Mario Negativa que se preparó en su oportunidad, elaborado por un ingeniero del área técnica del proyecto.

TRATAMIENTO DE FILTRACIONES EN LA RAMPA MARIO NEGATIVA

I.- Ubicación y evaluación de las filtraciones de agua

1.- Generalidades.-

La Rampa Mario Negativa se está desarrollando en un volcánico que en la parte interior está en contacto con un coluvial con horizontes arcillosos. Durante la excavación de la Rampa Mario Negativa, se ha encontrado fuertes filtraciones de agua en la roca volcánica y en el coluvial; estas filtraciones se manifiestan a través de fracturas abiertas y fracturas cerradas que, aparentemente, sirven de canales de agua que son alimentados por un acuífero importante. Las filtraciones, en sus inicios, salen con cierta presión pero con el transcurso del tiempo baja su caudal y su presión.

2.- Evaluación de las Filtraciones.-

Progresiva	Caudal (l/s)	Observaciones
0+000 - 0+280	0.000	No se observan filtraciones de agua
0+290	0.016	Ligeras filtraciones en el piso: 1 l / min.
0+300	0.016	Hastial derecho, ligeras filtraciones a 1.6m del piso.
0+303 - 0+310	0.016	Ligeras filtraciones en el piso
0+310	2.000	Filtraciones en hastial derecho a 1.70 del piso (tiene válvula)
0+320	0.000	Exudación de agua en hastial izquierdo parte inferior
0+324	0.160	Ligeras filtraciones a 1m del piso del hastial derecho
0+330	20.00	Frente de Rampa 1 , fuertes filtraciones por fracturas y taladros, más en el tramo derecho.
0+340 – 0+345	0.500	Filtraciones menores hastial derecho, sale agua por un taladro

0+360	0.500	Filtraciones menores en hastial derecho, izquierdo y piso.
0+367.50	1.000	
0+412 - 0+438	3.000	Base hastial derecho e izquierdo presentan filtraciones importantes.
0+449 – 0+454	0.500	Filtraciones hastial izquierdo.
0+454 – 0+480	3.000	Fuertes filtraciones hastial derecho, izquierdo y goteras en el techo.
0+480	4.000	Filtraciones en el piso.
0+541 – 0+544	8.000	Fuerte filtración de agua en base de hastial izquierdo.
0+558 – 0+559	2.000	Filtración hastial izquierdo a través de splits set (a 1m del piso)
0+567	8.000	Filtración al piso lado izquierdo.
TOTAL	52.70 l/s.	

3.- Del análisis de cuadro de filtraciones se puede determinar 4 zonas que necesitan de un tratamiento tipo pantalla de impermeabilización:

Zona A	22.04 l/s	20m	0+310 @ 0+330, final de la rampa 1
Zona B	2.16 l/s	46m	0+324 @ 0+370, filtraciones en hastiales y piso
Zona C	9.50 l/s	42m	0+412 @ 0+480, filtraciones en hastiales.
Zona D	22.00 l/s	87m	0+480 @ 0+567, filtraciones en hastial izquierdo.

Si consideramos que a la fecha de análisis hay un saldo por excavar de 579 m, basándose en el tramo ya excavado se podría tener un tramo adicional de impermeabilización de aproximadamente 100 m de longitud y con un caudal de 20 l/s.

También se puede considerar otra pantalla de impermeabilización, el último tramo de 50 m de excavación de la rampa, antes de efectuar la comunicación.

II .- Impermeabilización de la rampa

Existen una serie de sistemas para impermeabilizar los túneles, según el uso que se dará a la excavación. En el caso de túneles carreteros, túneles para metro o túneles hidráulicos, la impermeabilización más recomendada es dar un tratamiento de homogenización de la roca excavada, canalización de las filtraciones por medio de tuberías a drenes inferiores del túnel y sacar esta agua por gravedad o bombeo a la superficie.

Después de canalizar las filtraciones de agua se puede colocar membranas impermeables que serán recubiertas con shotcrete para, después, revestir con concreto toda la sección del túnel manteniendo drenajes en los pies de los hastiales y la parte central del piso para que siga drenando el agua de filtración y no aflore al revestimiento de concreto del túnel.

En el caso de la Rampa Mario Negativa, lo que se requiere es desviar el agua que ingresa al túnel a través de fisuras para evitar bombeo de ésta, desde niveles inferiores a superficie. Las filtraciones de agua que están aflorando en la rampa Mario Negativa tienen buen volumen y cierta presión, por lo que es necesario taponar fracturas con inyecciones químicas.

Se han identificado 4 zonas de filtraciones permanentes y pueden considerarse una quinta en el último tramo de 50m, antes de comunicar la rampa Mario Negativa con la rampa Mario Positiva; tramo en el cual sería conveniente avanzar haciendo pantallas de impermeabilización.

III .- Programa de inyecciones químicas

Para impermeabilizar los tramos de filtraciones de agua se ha elegido el uso de inyecciones químicas a base de poliuretano de 2 componentes (sistema Carbo Pur WF).

El sistema CarboPur WF (2 componentes) está diseñado para la inyección en fisuras, en donde se requiere una alta resistencia mecánica del compuesto. Por tal motivo, este sistema proporciona impermeabilización duradera contra corrientes fuertes de agua y consolida las fisuras y taladros por donde discurren.

El Sistema CarboPur WF produce una gran cantidad de espuma al contacto con agua y expande su volumen entre 15 y 30 veces su volumen inicial. La inyección se realiza a presiones de hasta 200 bares por medio de una Bomba CT-GX45-II de accionamiento neumático. Se realiza a través de agujeros, adecuadamente taladrados en la roca, donde se coloca un obturador expansible que impide la salida de la mezcla por el agujero de inyección. La presión de inyección y la fluidez de la resina permiten la penetración profunda en las fisuras. Aún después de detenida la inyección, la resina continúa penetrando en la roca gracias al efecto de auto-inyección generado por la formación de espuma. Al lograrse la impermeabilización, el poliuretano solidifica sin poros, caracterizándose por su elevada resistencia al arranque (adherencia), gran elasticidad y alta resistencia a esfuerzos de tracción y compresión. La elasticidad y gran adherencia de este sistema le confieren una doble función: impermeabilizar y consolidar simultáneamente las fracturas.

Mientras las inyecciones de cemento penetran en fisuras de hasta 0.6 mm de espesor, las resinas de poliuretano de CarboTech penetran en fisuras 40 veces menores (0.015 mm).

La velocidad de fraguado de este producto no puede ser igualada por el cemento, se requiere aproximadamente 1 a 1.5 minutos para que la resina de poliuretano esté completamente fraguada. Estos productos no se degradan con el paso del tiempo y no contaminan el medio ambiente.

Es aconsejable que el taladro que se realiza para inyectar el poliuretano corte al plano que contiene la fisura que emana agua en un ángulo de 45° y a una distancia del punto de salida de agua tal que permita la difusión de la resina dentro de la fisura. Esta distancia para nuestro caso es de 2.5 metros, lo que define una profundidad de taladro de aproximadamente 4 metros. Se recalca que sólo se inyectará los taladros que emanan agua, esto asegura la intersección al plano de la fisura por donde circula

el agua, caso contrario deberá realizarse nuevos taladros. Se sugiere una separación de 1.5 metros entre los puntos de inyección como mínimo.

Para zonas en donde se prevé posible comunicación interna de las fisuras se recomienda que conforme se ejecute un taladro se inyecte. Con ello se evita la posibilidad de que la resina inyectada regrese por taladros que no se han inyectado y así evitar perder capacidad de consolidación por agujero por pérdida de resina.

Es necesario precisar que una impermeabilización total puede requerir un gran volumen de inyecciones químicas. Por tanto, el concepto base no es impermeabilizar totalmente la rampa, sino reducir a magnitudes pequeñas y manejables el volumen de filtraciones, con el criterio de costo – beneficio. El límite de la impermeabilización será dado por el cliente.

IV .- Tramos a inyectar

Estimado de las cantidades de material necesario para la impermeabilización:

No es posible determinar con exactitud la cantidad de inyecciones necesarias para lograr la impermeabilización de la zona con presencia de agua. Ello depende de la cantidad y dimensiones de las fisuras presentes en dicha zona. No obstante, hemos preparado un presupuesto de acuerdo a las zonas a inyectar, que tiene carácter meramente referencial, al igual que las longitudes de perforación y el número de taladros, Dichas zonas las definimos según la progresiva en que se encuentran, y de acuerdo a la evaluación hecha de la rampa, detallada líneas atrás.

Para el tramo A: De Progresiva 0 + 310 @ 0 + 330

Nro de Taladros: 20 (13 de 55mm y 7 de 45 mm)

La inyección de 90 litros por taladro.

Longitud de taladro: 4.5 m

Volumen probable de inyección: 1,800 litros.

Para el tramo B: De Progresiva 0 + 324 @ 0 + 370

Nro de Taladros: 12 de 40 mm

La inyección de 50 litros por taladro.

Longitud de taladro: 3.0 m

Volumen probable de inyección: 600 litros.

Para el tramo C: De Progresiva 0 + 412 @ 0 + 480

Nro de Taladros: 25 de 45 mm

La inyección de 50 litros por taladro.

Longitud de taladro: 3.0 m

Volumen probable de inyección: 1,250 litros.

Para el tramo D: De Progresiva 0 + 480 @ 0 + 639

Nro de Taladros: 50 de 45 mm

La inyección de 50 litros por taladro.

Longitud de taladro: 3.0 m

Volumen probable de inyección: 2,500 litros.

Para el tramo E: Este correspondería a los últimos 50 metros, antes de la comunicación con la rampa positiva. Para este tramo se avanzaría con pantallas de Impermeabilización cada 10 metros de avance.

Nro de Taladros: 60 de 45 mm

La inyección de 50 litros por taladro.

Longitud de taladro: 4.0 m

Volumen probable de inyección: 3,000 litros.

Para ciertos tramos con cimbras en roca tipo V y con filtraciones se recomienda, antes de realizar la inyección química, el llenado del espacio entre cimbras (o plancha acanalada) y la roca con inyecciones de contacto con lechada de cemento o mezcla o, alternativamente, con concreto, si hay espacio suficiente para ello. Esto sería para casos muy puntuales en aquellos tramos en que la inyección química no puede fraguar por fugas. En la mayoría de los casos, la inyección química debería ser suficiente; en otros se deberá realizar este trabajo previamente para luego realizar la inyección química.

V.- Resumen de volumen de inyecciones

Volumen probable total = 9,150 l

Se reitera el hecho de que este cálculo sirve sólo como referencia, porque no se tiene idea de las características de las fisuras ni de los cursos de agua que se encuentran detrás de la roca, pero es un buen punto de partida para una estimación.

VI.- Proceso constructivo

Parte de las inyecciones, específicamente el tramo A, probablemente puedan efectuarse de manera simultánea con los trabajos de excavación de la rampa negativa. El resto de trabajos se deberán efectuar luego de que la excavación haya terminado, a dedicación exclusiva.

Hay dos opciones de trabajo de estas inyecciones:

- a) Comunicar ambos frentes de la rampa y luego captar las filtraciones en la poza de bombeo más profunda durante la ejecución de las inyecciones (se considera que el deslamador y la poza de bombeo se harán en la rampa positiva, por la mala calidad de roca que se viene atravesando actualmente en la rampa negativa). De este modo, se mantendrá el bombeo durante la ejecución de las inyecciones de impermeabilización.

Esta solución tiene la ventaja de que se conocerá ya el error de conexión en la rampa, y se podrían tomar medidas para corregir eventuales desviaciones, que siempre se dan dentro de límites razonables. La desventaja sería que, en el caso de un corte imprevisto de energía, si no se tiene un sistema eléctrico de emergencia, el agua de las filtraciones ingresará a la mina.

- b) Detener la excavación unos metros antes de la comunicación, así evitar que el agua ingrese a mina mientras se concluyen los trabajos de impermeabilización. El esquema de bombeo se mantendría hasta la conexión de los frentes.

La ventaja de esta alternativa es la seguridad para la mina en caso de cortes de energía. La desventaja es que la conexión se haría al final de los trabajos de inyecciones, postergando la solución al problema de ventilación de la mina. Además, se tendría que mantener una infraestructura en stand by, si no hay otros trabajos de excavación en la mina, lo que incrementaría los costos.

Nuestra elección como empresa es la alternativa b), pero estamos llanos a concordar con Buenaventura la mejor solución.

VII .- Recursos

1.0 Equipos

- Jumbo hidráulico (diámetro de perforación 45mm y longitud 4m)
- Perforadoras manuales
- Camión elevador y/o utilitario
- Bomba de inyección química
- Bomba para achique de frente (flygt 22kw)
- Bomba neumática de achique
- Camioneta

2.0 Materiales

- Aditivos químicos a base de poliuretano, componentes Ay B
- Cemento (eventualmente)
- Arena fina
- Brocas de 55,45 y 40 mm
- Adaptador
- Acople
- Obturadores neumáticos (Packers)
- Tubos galvanizados diámetro 1"
- Manguera de jebe y lona reforzada 1/2"

- Manguera de jebe y lona para aire 1”
- Conexiones rápidas tipo garra
- Otros

3.0 Herramientas

- Varillas de inyección para inyecciones químicas
- Buggies
- Lampas
- Picotas
- Equipo de protección
- Andamios

4.0 Personal

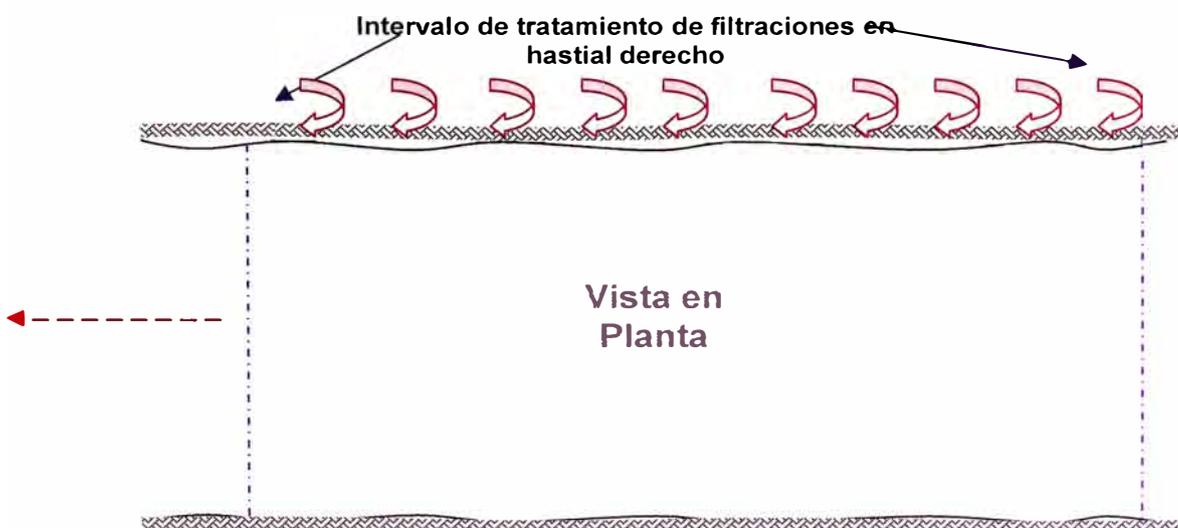
- 1 ingeniero a cargo de la operación
- 1 operador de bomba (por turno)
- 1 obturador (por turno)
- 3 ayudantes (por turno)
- 2 peones (por turno)
- 1 operador de jumbo
- 1 electricista
- 1 bombero (por turno)
- 1 chofer (por turno)

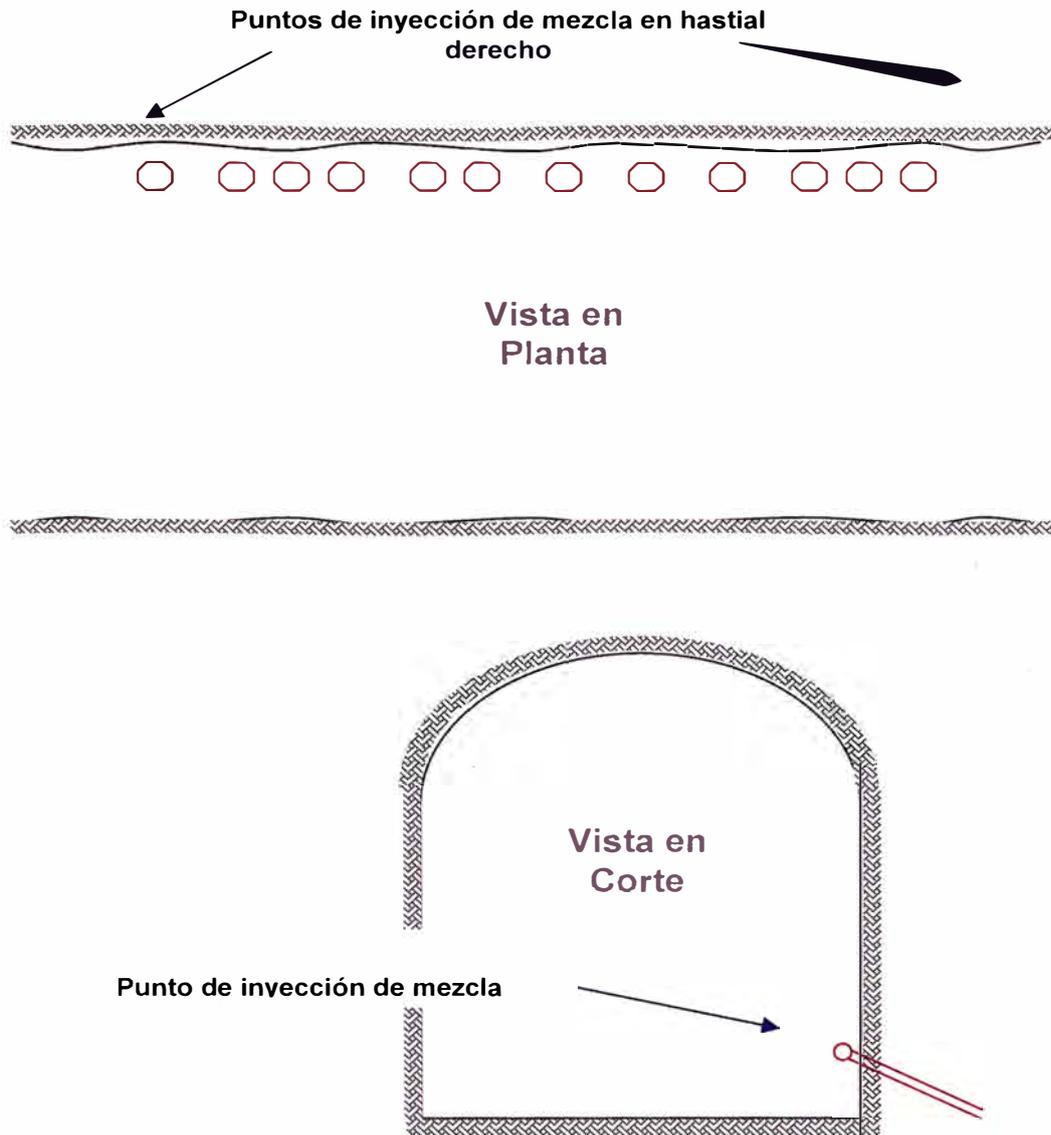
VIII .- Temas de presupuesto

- a) Se estima ejecutar el trabajo entre 3 y 4 semanas aproximadamente, en dos turnos de trabajo, dependiendo de la cantidad a inyectar, que se sabrá al final. Para el presupuesto se ha estimado unas cantidades de inyección (en litros) que podría variar de acuerdo a la real geología que se encuentre a la hora de ejecutar los trabajos.
- b) Las perforaciones se podrán efectuar con jumbo o con perforadoras manuales y varillaje seccionado, dependiendo de la disponibilidad del jumbo.

- c) El bombeo de la mina deberá continuar con los equipos que actualmente operan en la rampa. Por ello, se ha incluido un precio unitario por las bombas que antes eran consideradas en las partidas de excavación.
- d) El material para las inyecciones no se encuentra disponible en el mercado, salvo en pequeñas cantidades. Su importación por barco demora de 7 a 8 semanas. Por avión el plazo de atención es de 4 semanas, pero el costo del flete es mayor. El precio unitario considera el costo de transporte marítimo.
- e) Los Gastos Generales considerados en el presupuesto corresponden a la ejecución de este trabajo de manera simultánea con otros de excavación. En caso de no ser así, se tendrían que recalcular.
- f) Los servicios que suministrará la mina son los mismos previstos para el contrato actualmente vigente.
- g) Los precios unitarios de inyecciones se medirán en la tolva de preparación del equipo de inyección, es decir, se pagará la cantidad efectivamente preparada para la inyección, ya que los precios no incluyen desperdicios.

Figura N° 38: Esquema de Tratamiento de filtraciones





FUENTE: Edición de obra

4.5 Control de agua de perforación y filtración

El control del agua de perforación en el frente de Rampa Mario Negativa se efectuó por medio de 1 ó 2 bombas sumergibles de 22 kw., según el volumen de filtración que se tuvo. Nunca se tuvo el frente seco, siempre hubieron filtraciones que variaron entre 20 y 30 lts/seg. Estas filtraciones de agua más el agua de la perforación se bombearon a la Poza N°1 o hasta la Poza N°2 estacionaria.

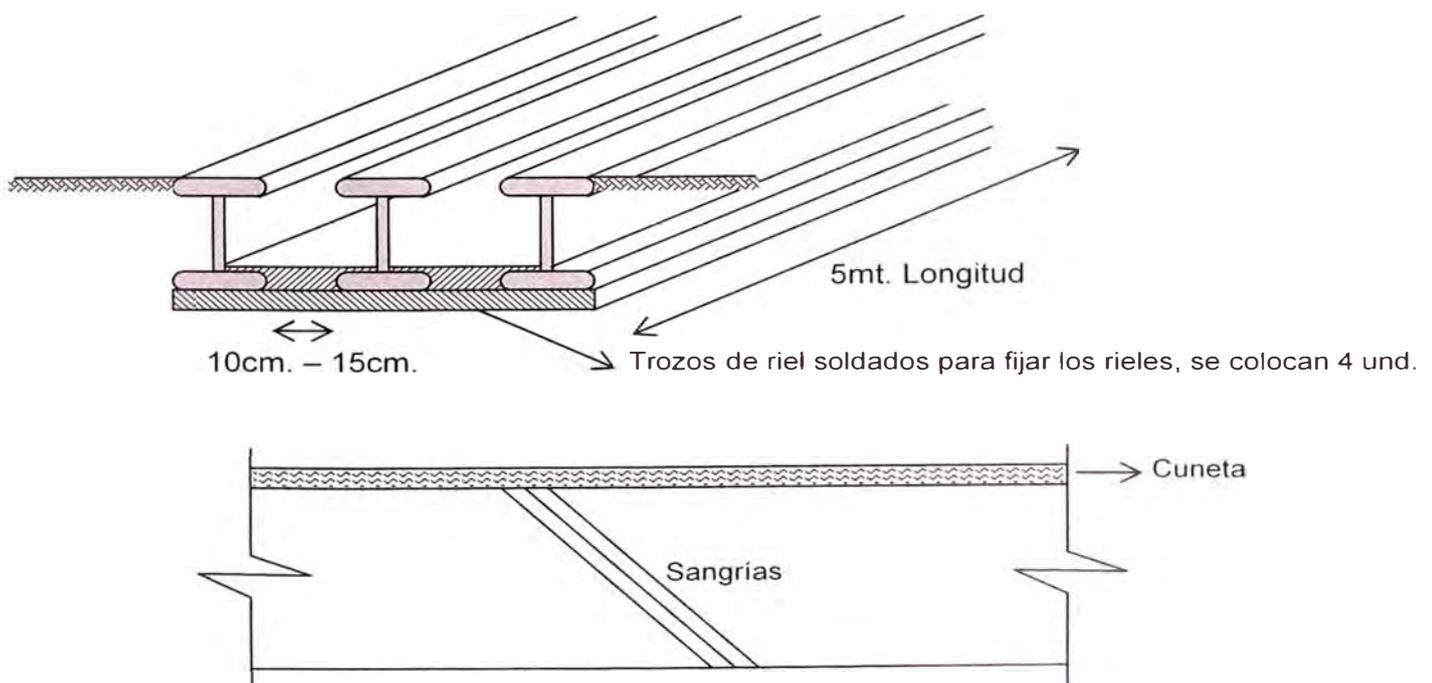
Para controlar las filtraciones que quedaban detrás del frente, se construyeron estaciones de bombeo intermedias a ± 100 m. aproximadamente. Estas sub-estaciones recibían el agua de las diversas filtraciones del terreno.

Uso de Sangrías

Adicional a la construcción de las cunetas que encauzan el agua de las filtraciones hacia las pozas de bombeo, se usaron las "sangrías", las cuales consisten en unas cunetas transversales a la sección de las labores y que sirven para encauzar las filtraciones de agua que se producen en las partes centrales de la labor, así como en el hastial opuesto en el que se excava la cuneta principal. Estas cunetas tienen un aditamento de rieles que evitan que la cuneta excavada sea tapada por el paso de los vehículos.

Generalmente se usan 3 rieles (de 30 o 45 libras) unidas en su base por trozos de riel, de manera tal que los 3 rieles forman una collera de 2 canales, por donde discurre el agua hacia la cuneta principal. Este sistema se usa bastante en minería subterránea, pues tiene la ventaja de utilizar rieles en desuso para su fabricación; en casos que no se disponga de rieles y el terreno sea suave, se usan tubos metálicos enterrados con perforaciones en todo su perímetro para captar el agua.

Figura N° 39: Esquema de sangría



FUENTE: Edición de obra

La ventaja de estas “sangrías” es que evitan el desplazamiento del agua por la vía de las rampas y con ello se evita su deterioro, ya que cuando la roca está alterada hay que rellenar la vía con material gravoso por las huellas profundas que se forman durante el recorrido.

4.6 Perforación de la rampa

4.6.1 Uso de faneles blancos

Inicialmente, en las voladuras de las Rampas y galerías se utilizaron 2 tipos de faneles: para el arranque faneles con microretardo (milisegundos); y para el resto, faneles de retardo largo de medio segundo, pero no en numeración continua, sino saltándose un número.

En campo se observó que no salía la voladura completa y que los taladros del arranque se quedaban con fuertes tacos; con lo cual, la eficiencia del disparo era menor que la prevista en presupuesto (83% dato inicial vs 92%). A partir de observaciones en campo se decidió dar más tiempo de salida a los taladros del arranque, utilizando solamente faneles blancos con retardo de medio segundo para el disparo. Este cambio fue acompañado con una mejor supervisión de la perforación de los taladros y carguío de los mismos; como resultado, se obtuvo una eficiencia del 93-95% en los disparos. Se recomienda este tipo de prácticas para optimización durante la ejecución de los trabajos.

4.6.2 Importancia de un buen “recorte” en el resultado económico y de seguridad

Se considera como buena la excavación de un túnel cuando el perfil excavado queda lo más próximo al perfil teórico y la superficie del terreno queda lo más regular posible y sin mayores daños a la roca remanente. Para obtener lo descrito se aplica la metodología de voladura controlada, en sus 2 versiones: Pre-corte y Re-corte. En Orcopampa se usó el sistema de voladura controlada por Re-corte, que tiene las siguientes ventajas y desventajas:

Ventajas:

- Produce superficies de roca, lisas y estables.
- Reduce la vibración de la voladura principal y la sobre-excavación; además reduce el sostenimiento.
- Produce menor agrietamiento en la roca remanente y un mejor perfil para mejorar su auto-sostenimiento.
- Hay menor extracción de desmonte.

Desventajas:

- Mayor costo que la voladura convencional, por requerir mayor cantidad de taladros a perforar y una voladura especial de contorno.
- Mayor demora en la perforación.
- En rocas deleznales o detríticas, su aplicación no da tan buenos resultados.

Los principales factores para obtener una buena voladura de Re-corte son los siguientes:

- a) Menor espaciamiento entre taladros de lo normal $E=0.5$, $B=0.8$.; E: espaciamiento horizontal, B: espaciamiento vertical.
- b) Explosivo de mucho menor diámetro que el del taladro (se usó explosivo de $\phi 7/8$ ").
- c) Carga explosiva a lo largo de todo el taladro.
- d) Taco inerte para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
- e) Empleo de explosivo de baja potencia y velocidad. EXSA produce el Exsacorte y el Exasplit, en Orcopampa se usó dinamita de $7/8$ " x 7 " de 65% de potencia.
- f) Uso del mismo número de fanel para todos los taladros de Re-corte.
- g) Mantener un buen alineamiento de todos los taladros.

4.6.3 Recomendaciones importantes

- A.-** Control de paralelismo en la perforación. Se está estandarizando el uso de perforaciones paralelas para la voladura de túneles y rampas; y dentro de éstas, el diagrama de voladura de 4 secciones. Es importante respetar el espaciamiento máximo entre los taladros de alivio, con los del arranque; y así mismo, el paralelismo entre ellos, pues taladros desviados aumentan el cuerpo de la roca a volar y no logran su objetivo.
- B.-** Niveles y control de dirección en la excavación de rampas. Estos dos aspectos son críticos para el control de las excavaciones. La excavación en curva requiere un seguimiento permanente y cuidadoso, para lo cual es necesario tener puntos de dirección siempre cerca al frente y claramente definida la “contra” (marca que da la dirección de los taladros en cada perforación). Nos ha sucedido algunas veces que nos hemos salido de dirección, lo que tuvo que ser corregido en las perforaciones siguientes con mayores costos y plazos. Para el control de niveles no es suficiente tener puntos de dirección cada 5m. en los hastiales de las rampas, que es lo normal en otras labores; es recomendable pintar una línea roja que una los puntos de nivel; esto permitirá al perforista hacer perforaciones paralelas a la línea roja marcada y, por lo tanto, con la gradiente correcta. Debe tenerse mucho cuidado con el control del nivel de piso.
- C.-** Uso de tubos PVC para cargar taladros en terrenos sueltos. En terrenos muy fracturados o descompuestos, sucede muchas veces que el taladro perforado se cierra o colapsa, dificultando su carguío con explosivos. Esto ocurre apenas se retira el barreno del taladro o después de un tiempo, pues hay un lapso entre la perforación y el inicio del carguío. Como consecuencia, el carguío no sale homogéneo, algunos taladros se cargan con una longitud menor porque se derrumbó el fondo, algunos ni siquiera se cargan, obteniéndose después una voladura irregular (o el disparo se “sopla”), que habrá que corregir en un siguiente disparo, con los menores avances y mayores costos resultantes.

Para evitar estas complicaciones, se usa tuberías PVC que se colocan apenas se termina la perforación de cada taladro, dentro de las cuales se colocará luego la carga explosiva.

En Orcopampa se usaron tubos de PVC de ϕ 1 $\frac{3}{4}$ " (44 mm.), de ϕ 1 $\frac{1}{2}$ " (38 mm.), y de ϕ 1 $\frac{1}{4}$ " (31.75 mm.); que entraban en los taladros perforados con brocas de 45 mm de diámetro.

Los tubos son preparados en superficie, cortados a la longitud que se necesite y calentando y cerrando uno de los extremos para darle forma cónica o de lanza y así facilitar el ingreso al taladro; en algunos casos hay que colocarlos a golpes, como si fuesen clavos.

Este sistema para carguío se usa también cuando por los taladros perforados sale agua a presión, que lanza los cartuchos de dinamita hacia fuera.

- D.- Uso de mayor cantidad de explosivos, para mejor eficiencia. La visita técnica para presupuestos y las estimaciones de inicio de obra consiguen sólo información aproximada del tipo de roca y el consumo de explosivos; el conocimiento certero se tiene sólo durante la propia excavación, cuando se logra evaluar realmente los parámetros de la roca y su comportamiento geomecánico, al cual hay que adaptarse.

Cuando la roca presenta fracturas abiertas, los gases de los explosivos, que son los que fragmentan la roca, se van en parte por estas fracturas, perdiendo potencia, bajando la eficiencia del explosivo y obteniéndose como resultado menores avances. En nuestra experiencia, la mejor manera de compensar este efecto es aumentar la carga específica y afinar el diagrama de voladura. Otra forma que ayuda, es la utilización de tacos de gravilla o de arcilla.

En obra se han presentado casos de voladuras de rocas ígneas con mucha porosidad, en las que los gases de los explosivos fueron absorbidos por los poros de la roca, dando como resultado tiros soplados.

E.- Ventilación en minería. El desarrollo de una mina implica la excavación de una serie de labores como galerías, rampas, chimeneas, tajeos, sub-niveles, piques, etc. los cuales de alguna manera están comunicados y a través de los cuales hay que dirigir los flujos de aire en forma natural o mecánica, a fin de dotar de caudales suficientes de aire fresco en todas las labores, para que éstas se mantengan ventiladas y operativas.

Debido a la complejidad de estos desarrollos, es necesario llevar planos de ventilación en coordenadas ortorrómbicas, donde se indica la dirección y caudal de los flujos de aire, tanto fresco como viciado.

Indudablemente, el contratista que ejecuta una o varias labores dentro de la mina depende del programa de ventilación integral que ejecute el Cliente. Lo importante es definir los puntos de toma del aire limpio para llevarlo a los frentes de trabajo en caudal suficiente como para dar aire a las personas y equipos y diluir los gases nocivos producto de las voladuras y de los equipos diesel que se usan.

La dilución de polvos y gases debe ser tal que se logre mantener la labor en excavación dentro de los límites máximos permisibles que establece el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera.

- Requerimientos de aire por hombre:
 - De 0 – 1500 m.s.n.m., es necesario 3m³ por minuto.
 - De 1500 – 3000 m.s.n.m. es necesario 40% más.
 - De 3000 – 4000 m.s.n.m. es necesario 70% más.
 - De 4000 – más m.s.n.m. es necesario 100% más.
- Requerimientos de aire para equipos diesel:
 - No será menor de 3m³ por minuto por cada HP.
- Polvo inhalable = 10 mg/m³ de aire.
- Polvo respirable = 3 mg/m³ de aire.
- Oxígeno (O₂) mínimo = 19.5%.
- Dióxido de carbono = máximo 9000mg/m³ o 5000ppm.
- Monóxido de carbono = máximo 29 mg/m³ o 25 ppm.
- Metano (NH₄) = máximo 5000 ppm.
- Hidrógeno Sulfurado = máximo 14 mg/m³ o 10 ppm.

- Gases Nitratos = máximo 7 mg/m³ o 5 ppm.
 - Anhidrido Sulfuroso = máximo 5 ppm.
 - Aldehidos = máximo 5 ppm.
 - Hidrógeno (H) = máximo 5000 ppm.
 - Ozono = máximo 0.1 ppm.
-
- **Ventilación en Rampa Mario Negativa.**- Esta rampa se manejó con 2 ventiladores instalados en superficie de 75HP y 20,222 cfm cada uno, colocados en paralelo y que llevaron aire fresco a través de mangas de ventilación de 24". Con estos 2 ventiladores se logró excavar 804 m. de rampa sin mayor dificultad.

 - **Ventilación en Rampa Mario Positiva.**- El sistema de ventilación para este tramo de la Rampa Mario fue soplante, usando cámaras de aire cada 250m. para llevar aire fresco al frente de la labor.

El aire limpio se tomó desde la base de la 530 en la Rampa 6 de la rampa de acceso a la Mina Chipmo. El aire venía desde la superficie a través de la chimenea.

En la base de la Chimenea se instaló un ventilador de 150 HP. y desde este ventilador por medio de un "pantalón" metálico se llevó aire fresco por medio de 2 mangas de ventilación de 24" de diámetro, hasta un pulmón o cámara donde descargaban el aire y era tomado nuevamente por 2 ventiladores de 75 HP. para llevar el aire al pulmón 2, y de ahí con otros 2 ventiladores al pulmón 3; y así, al pulmón 4. Antes de que funcione el pulmón 4, se tuvo que poner ventiladores en serie para ayudar al flujo de aire en las mangas; estos ventiladores se instalaron utilizando mangas reforzadas (con anillos), antes del ventilador.

Las condiciones de ventilación en este tramo de la rampa fueron difíciles, se trabajó con una temperatura de hasta 30°C y para ventilar la labor se tomó un promedio de 45 a 60 minutos, cuando el estándar es de 30 minutos.

4.7 Excavación en roca tipo V (Zonas falladas–material coluvial)

Cuando se excava un túnel y se tiene una información geológica al detalle, en tramos de falla o roca alterada puede y debe tomarse la precaución de avanzar efectuando sondajes que vayan delante de la perforación; estos sondajes pueden ser efectuados con las mismas barras del Jumbo, de modo que se logre ubicar el inicio de la roca tipo V.

Se debe tomar la precaución de disminuir la longitud de perforación y la carga de explosivos e inclusive colocar sostenimiento previo antes de entrar en la roca de mala calidad. Lo anterior significa tener una excelente información geológica y conocimientos geomecánicos de la zona.

En el caso de que la información geológica no se encuentre al detalle, a veces con la perforación se detecta la roca suave, pero en la mayoría de los casos se hace el disparo y la roca mala se presenta produciendo una sobre-excavación que puede ser de moderada e intensa (derrumbe). Producido el derrumbe, lo más probable es que éste siga avanzando; por lo cual en la obra se adoptó la siguiente metodología en las zonas en que se presentó roca tipo V:

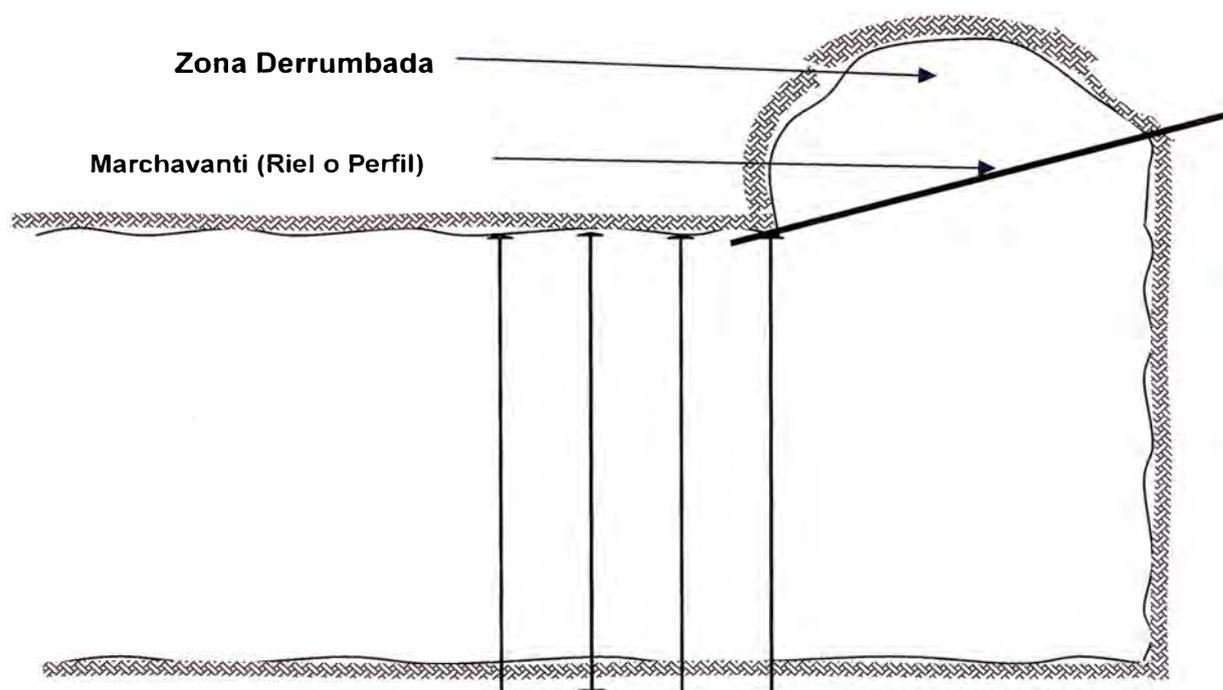
- a) Paralizar el desprendimiento de material, ya sea de la bóveda, frente o hastiales aplicando shotcrete con un buen porcentaje de aditivo a fin de que el fraguado sea lo más rápido posible.
- b) No debe retirarse el desmonte del frente, pues éste sirve para ayudar a sostener la roca mala. El shotcrete se aplicará rápidamente sobre el desmonte hasta lograr parar el derrumbe y estabilizar el área.
- c) Después de estabilizar la zona se procede a retirar el desmonte del frente y a aplicar shotcrete preventivo en los hastiales y frente del túnel.
- d) Comenzar a instalar las cimbras, colocando las 2 primeras cimbras en la roca más o menos buena, antes del inicio de la roca mala. Estas cimbras servirán de apoyo para seguir avanzando con cimbras debajo de la zona derrumbada.
- e) Una vez recuperado el frente, se avanza con perforaciones cortas de 4' para instalar cimbras espaciadas a 1 metro. Esta longitud de perforación depende fundamentalmente del "Tiempo de Autosostenimiento" de la roca excavada.

Este tiempo se puede alargar colocando shotcrete preventivo o marchavantis de fierro corrugado (spilling bars).

4.8 Uso de Marchavantis

En casos en que la corona del túnel quede más avanzada que la base y haya riesgo de caída de material, se usan vigas de fierro que pueden ser perfiles o rieles, los cuales se apoyan en la última cimbra y la corona del túnel.

Figura N° 40: Esquema en uso de marchavantis



FUENTE: Edición de obra

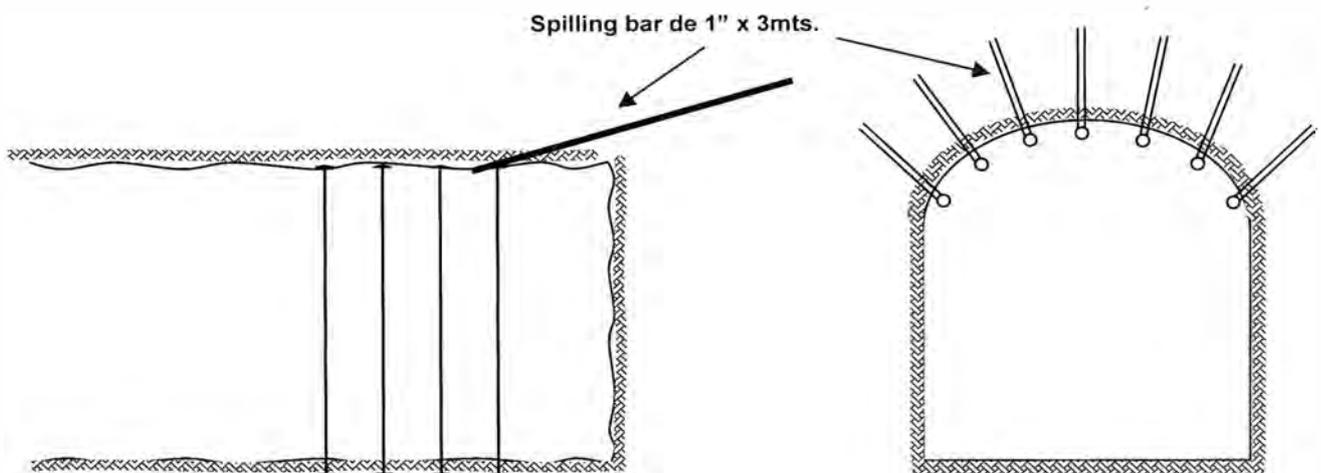
Estos perfiles sirven de guarda-cabeza (Protección contra los bloques de roca o material que puede caer de la zona derrumbada).

La cantidad y dimensiones de marchavantis varían de acuerdo al área derrumbada y su longitud; también depende de la amplitud de la zona derrumbada y la última cimbra instalada. Sobre estos marchavantis se deben colocar planchas acanaladas o maderas a manera de un techo (guarda-cabeza) para proteger al personal y equipo que trabaja debajo del derrumbe, de las rocas que puedan caer de la bóveda inestable del túnel.

4.8.1 Spilling Bars

Estos elementos también son marchavantis, con la diferencia que son barras de fierro corrugado de 1" o 2" de diámetro, que se colocan entre las 2 últimas cimbras instaladas, haciendo efecto palanca, los cuales son introducidos en el macizo rocoso, previa perforación de la corona.

Figura N° 41: Esquema en uso de spilling bars



FUENTE: Edición de obra

Estas barras se colocan generalmente en toda la corona del túnel y con separación de 0.30m. entre cada uno; el ángulo que deben tener es de $+15^\circ$, para lograr un espacio debajo de ellos que sea suficiente para colocar la siguiente cimbra.

Normalmente estas barras producen una sobre-excavación, lo cual es controlada fácilmente si se mantiene un ángulo suave de $+15^\circ$. Si se observa que está produciendo desprendimientos por encima de los spilling bars, es necesario aplicar shotcrete preventivo para estabilizar la zona.

Este procedimiento ha sido utilizado con buenos resultados en Rampa Mario Negativa y en menor proporción en Rampa Mario Positiva.

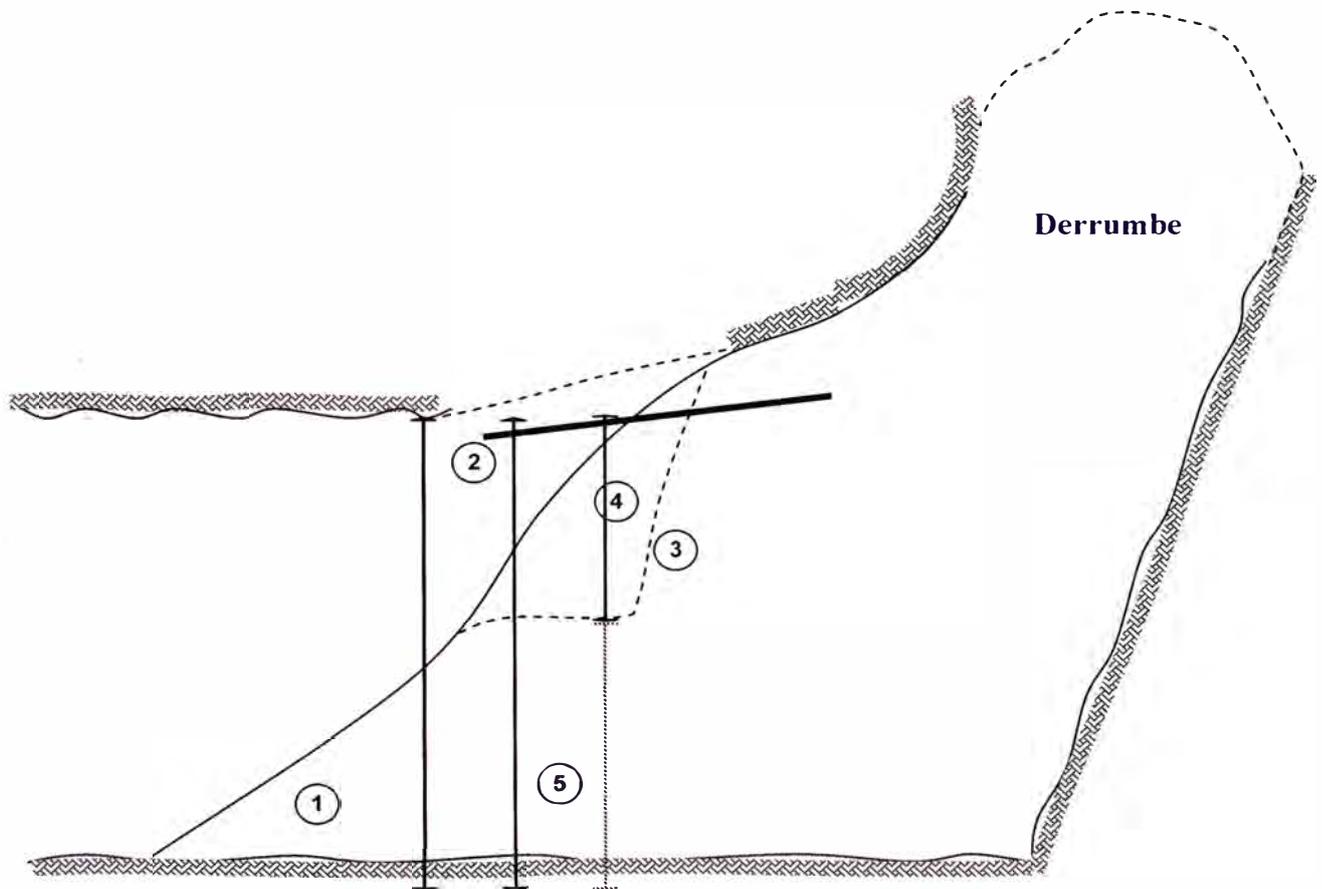
4.9 Superación de derrumbes

En el desarrollo de las excavaciones se produjeron varios derrumbes de condiciones caóticas en los cuales se usó una variante para efectuar avance y pasar el derrumbe. El primer derrumbe, el que hizo que el personal de dirección del proyecto replantee la estrategia de ejecución, fue en la Progresiva 1+228.78 en la Rampa Mario Positiva, en que se llegó a entrar en contacto con el material coluvial; posteriormente hubieron otros, los cuales fueron pasados con variantes del proceso constructivo acordado.

Este método es una variante del método del núcleo, la diferencia está en que se colocan las cimbras de arriba hacia abajo; es decir, primero la corona y después las patas de la cimbra, esto quiere decir que se trata de cimbras de 3 cuerpos. El procedimiento a seguir en un derrumbe ciego es el siguiente:

- a) No debe retirarse el material derrumbado.
- b) Aplicar shotcrete sobre el desmonte, hasta sellar todo el material suelto.
- c) Determinar en campo la ubicación de las 2 primeras cimbras que puedan ser instaladas en forma convencional.
- d) Instalar marchavantis de riel o perfil W, apoyados entre las cimbras instaladas y el fondo superior del derrumbe.
- e) Construir una plataforma para apoyar la base de la media cimbra, si es necesario aplicar shotcrete a la parte que quedó excavada.

Figura N° 42: Esquema en superación de derrumbes

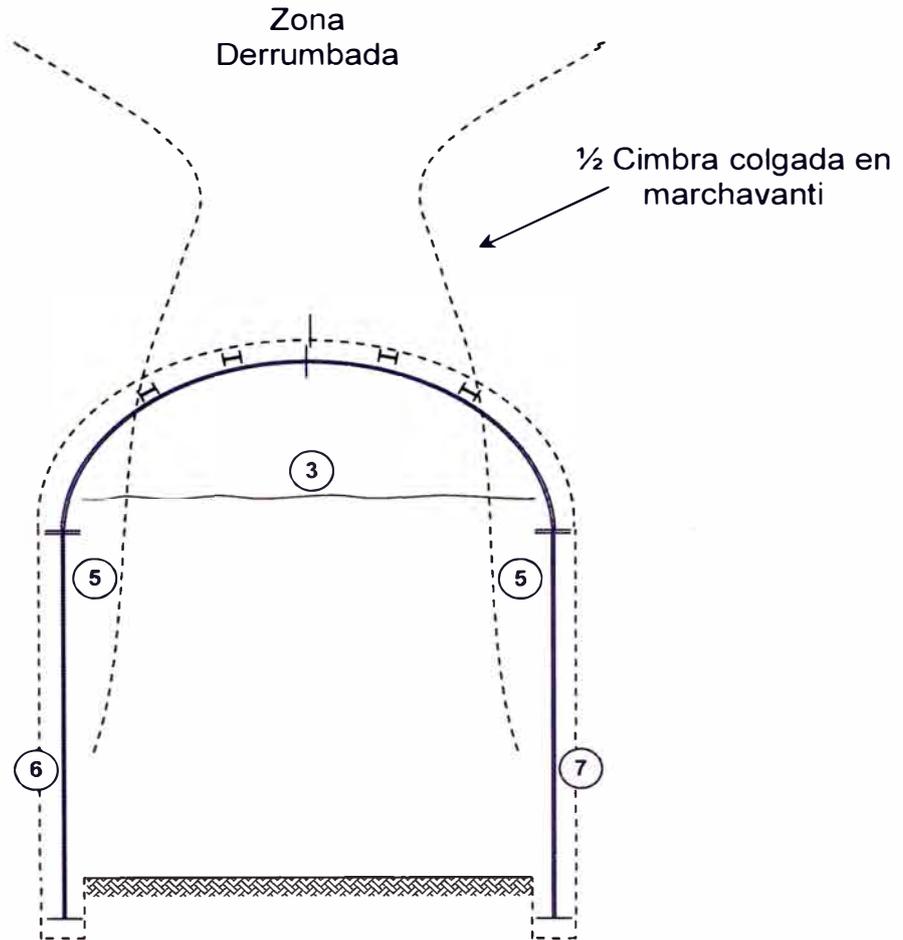


FUENTE: Edición de obra

Leyenda:

- (1) : Material de derrumbe
- (2) : Marchavanti
- (3) : Plataformado
- (4) : Cimbra corta
- (5) : Excavación de laterales

Figura N° 43: Esquema en superación de derrumbes (cont.)

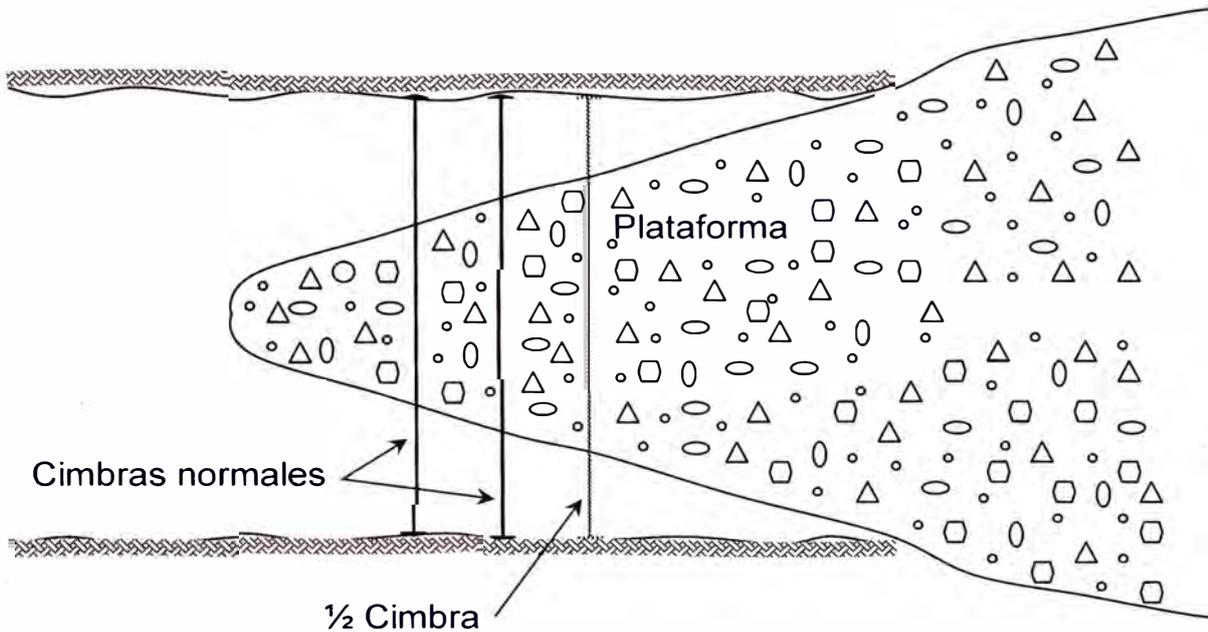


FUENTE: Edición de obra

Leyenda:

- (3) : Plataformado
- (5) : Excavación de laterales (izquierdo y derecho)
- (6) : Primera pata
- (7) : Segunda pata

Figura N° 44: Esquema en superación de derrumbes (cont.)



FUENTE: Edición de obra

- Excavar la bóveda y laterales para instalar la media cimbra (la corona), colgada de las vigas marchavantis.
- Después de la instalación anterior hay que excavar los laterales del núcleo; primero un lado y después al otro lado. Estas excavaciones deben ser sostenidas con shotcrete para evitar que se cierren y se puedan parar las patas de las cimbras.
- Se entiban las cimbras y nuevamente se inicia el proceso para colocar la otra media cimbra, excavando el núcleo.
- A medida que se avanza será necesario seguir colocando marchavantis, según el requerimiento del terreno.

CAPÍTULO V: Gestión en Equipos, Seguridad y Medio Ambiente



5.0 GESTIÓN EN EQUIPOS, SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

5.1 Gestión en Equipos

5.1.1 Características técnicas de equipos utilizados en el proyecto

En los cuadros N°31 y N°32 se describen las características técnicas de equipos mayores y menores, utilizados en la obra.

5.1.2 Modificación de los equipos para su uso en mina

Obra realizó los estudios técnicos y análisis de carga en equipos no convencionales para minería, esto para ver la factibilidad de uso y mejorar la propuesta económica al cliente.

Los resultados fueron buenos, y se aplicaron en campo. A continuación se detallará en resultado de estos estudios.

a) Camión plataforma elevador Hyundai

Este equipo fue modificado para los trabajos de sostenimiento, la finalidad era ganar altura, por la sección, y agilizar el transporte de los materiales por utilizar en las diversas actividades. Adicionalmente, logramos un ahorro adecuándolo para el transporte del personal hacia interior mina.

Características técnicas:

Marca: HYUNDAI
Modelo: MIGHTY 2.5 TON
Año: 1996
Motor: D4AFT113126
Carrocería: BARANDA

Cuadro N° 31: RELACION Y CARACTERISTICAS TECNICAS DE LOS EQUIPOS MAYORES EN OBRA

EQUIPO	CODIGO	MARCA	MODELO	PROPIETARIO	MOTOR	MARCA MOTOR	MODELO MOTOR	HP/KW A RPM MOTOR	LARGO MT	ANCHO MT	ALTURA MT	TIPO DE LLANTAS	CAPACIDAD DE CARGA	VEL. MAX KM/H	PESO APROX. TN.
CAMION UTILITARIO	11153	TAMROCK	975	GYM	DIESEL	DEUTZ	F6L-912W	90 HP/2300	7.00	2.12	2.12	10.00R20	3.0 TN	18.00	4.50
CAMION PLATAFORMA ELEVADORA	11168	HYUNDAI	MIGHTY	GYM	DIESEL	HYUNDAI	D4AF	115 HP/2500	6.10	2.20	2.15	7.00-16	2.5 TN	120.00	3.00
CAMION VOLQUETE 6 M3	11186	MERCEDES BENZ	1718A/42	GYM	DIESEL	MB	OM 366A	170 CV/2600	6.80	2.50	2.70 (**)	10.00R20	6 M3	78.00	5.30
CAMION VOLQUETE 6 M3	11187	MERCEDES BENZ	1718A/42	GYM	DIESEL	MB	OM 366A	170 CV/2600	6.80	2.50	2.70 (**)	10.00R20	6 M3	78.00	5.30
SCOOPTRAM	16048	ATLAS COPCO	ST 3.5yd3	GYM	DIESEL	DEUTZ	F8L-413FW	185 HP/2300	9.00	2.15	2.15	17.5X25 20 PLY L5S	6.0 TN	18.80	17.70
SCOOPTRAM	16049	ATLAS COPCO	ST 3.5yd3	GYM	DIESEL	DEUTZ	F8L-413FW	185 HP/2300	9.00	2.15	2.15	17.5X25 20 PLY L5S	6.0 TN	18.80	17.70
SCOOPTRAM	16901	WAGNER	ST 3.5yd3	RST	DIESEL	DEUTZ	F8L-413FW	185 HP/2300	9.00	2.15	2.15	17.5X25 20 PLY L5S	6.0 TN	18.80	17.70
SCOOPTRAM	16902	EJC	EJC - 350	RST	DIESEL	DEUTZ	F8L-413FW	185 HP/2300	8.50	2.00	2.10	17.5X25 20 PLY L5S	6.0 TN	18.80	17.70
SCOOPTRAM	16904	EJC	EJC - 350	RST	DIESEL	DEUTZ	F8L-413FW	185 HP/2300	8.50	2.00	2.10	17.5X25 20 PLY L5S	6.0 TN	18.80	17.70
DUMPER	45059	WAGNER	MT-420B	GYM	DIESEL	DETROIT DIESEL	DDEC SERIE 50	180 HP/2100	9.00	2.20	2.26	16.00 X 25-28 PLY	20.0 TN	30.50	18.00
DUMPER	45060	WAGNER	MT-420B	GYM	DIESEL	DETROIT DIESEL	DDEC SERIE 50	180 HP/2100	9.00	2.20	2.26	16.00 X 25-28 PLY	20.0 TN	30.50	18.00
JUMBO MONOMATIC	84003	TAMROCK	H 105D	GYM	DIESEL	DEUTZ	F4L-912W	90 HP/2500	12.25	1.70	1.99-2.84	10.00-20 PR 16	-	13.00	12.00
ROCKET BOOMER	84901	ATLAS COPCO	RB 282	ATLAS COPCO	DIESEL	DEUTZ	F5L-912W	180 HP/2300	12.00	2.00	2.2-3.0	12.00 R20	-	13.00	18.00

(**) LOS CAMIONES TIPO VOLQUETE MERCEDES BENZ, DE SU ALTURA NORMAL (2.70m) FUERON RECORTADOS A UNA ALTURA DE 2.55 m DICHO CORTE OBEDECIO PARA QUE ESTOS EQUIPOS PUEDAN USARSE EN LA MINA.

Cuadro N° 32: RELACION Y CARACTERISTICAS TECNICAS DE LOS EQUIPOS MENORES EN OBRA

EQUIPO	CODIGO	MARCA	MODELO	PROPIETARIO	HP/KW A RPM MOTOR	LARGO MT	ANCHO MT	ALTURA MT	FRECUENCIA HZ	PROF. MAX. INMERSION MTS.	PESO APROX. KGS.	ALTURA MAX. PRESION (m)	FLUJO MAX. (l/s)	DIAMETROS DE BARRENOS (mm)	REQ. DE AIRE A 6 BAR. (l/s)	TALADRO DE PISTON (mm)	LONGITUD DE CARRERA (mm)	FRECUENCIA DE IMPACTO (Hz)
ELECTROBOMBA	28043	FLYGT	BS2201HT	GYM	43 KW / 3500		0.500	1.450	60.00	20.00	280.00							
ELECTROBOMBA	28096	FLYGT	2151.011	GYM	22 KW / 3500		0.640	0.745	60.00	20.00	210.00	50.00	35.00					
ELECTROBOMBA	28123	FLYGT	2151.011	GYM	22 KW / 3500		0.640	0.745	60.00	20.00	210.00	50.00	35.00					
ELECTROBOMBA	28164	FLYGT	2151.011	GYM	22 KW / 3500		0.640	0.745	60.00	20.00	165.00	50.00	35.00					
ELECTROBOMBA	28165	FLYGT	2151.011	GYM	22 KW / 3500		0.640	0.745	60.00	20.00	165.00	50.00	35.00					
ELECTROBOMBA	28166	FLYGT	2151.011	GYM	22 KW / 3500		0.640	0.745	60.00	20.00	165.00	50.00	35.00					
ELECTROBOMBA	28167	FLYGT	BS2066HT	GYM	2.7 KW / 3400		0.350	0.500	60.00	20.00	27.00							
ELECTROBOMBA	28168	GRINDEX	MAJOR 3221	GYM	8.0 KW / 3400		0.330	0.665	60.00	20.00	45.00	25.00	30.00					
BOMBA NEUMATICA	46901	ATLAS COPCO	DOP 15N	GYM		0.390	0.330	0.585			31.00	59.00	7.00					
BOMBA NEUMATICA	46902	ATLAS COPCO	DOP 15N	GYM		0.390	0.330	0.585			31.00	59.00	7.00					
BOMBA NEUMATICA	46903	ATLAS COPCO	DOP 15N	GYM		0.390	0.330	0.585			31.00	59.00	7.00					
BOMBA NEUMATICA	46904	ATLAS COPCO	DOP 15N	GYM		0.390	0.330	0.585			31.00	59.00	7.00					
BOMBA NEUMATICA	46905	ATLAS COPCO	DOP 15N	GYM		0.390	0.330	0.585			31.00	59.00	7.00					
PERFORADORA	51101	ATLAS COPCO	BBC34W	GYM		0.775					31.00			27 - 41	88.00	80.00	70.00	38.00
PERFORADORA	51102	ATLAS COPCO	BBC34W	GYM		0.775					31.00			27 - 41	88.00	80.00	70.00	38.00
PERFORADORA	51103	ATLAS COPCO	BBC16	GYM		0.710					26.00			27 - 40	60.00	70.00	55.00	39.00
PERFORADORA	51104	ATLAS COPCO	BBC34W	GYM		0.775					31.00			27 - 41	88.00	80.00	70.00	38.00
PERFORADORA	51105	ATLAS COPCO	BBC34W	GYM		0.775					31.00			27 - 41	88.00	80.00	70.00	38.00
PERFORADORA	51106	ATLAS COPCO	BBC34W	GYM		0.775					31.00			27 - 41	88.00	80.00	70.00	38.00
PERFORADORA	51107	ATLAS COPCO	BBC34W	GYM		0.775					31.00			27 - 41	88.00	80.00	70.00	38.00
PERFORADORA	51227	ATLAS COPCO	BBC16	GYM		0.710					26.00			27 - 40	60.00	70.00	55.00	39.00
SOLDADORA ELECTRICA	43106	HOBART	NR-400	GYM														
SOLDADORA ELECTRICA	43333	MILLER	XMT-304	GYM														
SOLDADORA ELECTRICA	43338	MILLER	XMT-304	GYM														
ROMPEPAVIMENTO	52101	ATLAS COPCO	TEXP60	GYM														
ROMPEPAVIMENTO	52102	ATLAS COPCO	TEXP60	GYM														
ROMPEPAVIMENTO	52103	ATLAS COPCO	TEX12PSHL	GYM														
ROMPEPAVIMENTO	52129	ATLAS COPCO	TEX11DK	GYM														
HIDROLAVADORA	70027	KARCHER	HDS 895 S	GYM														

Figura N° 45: Vista del camión elevador



FUENTE: Edición de obra

Comentarios previos:

Este camión inicialmente prestó servicio en otras obras con un winche instalado sobre la plataforma; el sistema hidráulico que es accionado por la toma fuerza ponía en funcionamiento dicho winche.

En la obra Profundización Mina Orcopampa, se presentó la necesidad de contar con un elevador hidráulico para trabajos de perforación y de sostenimiento en la bóveda del túnel. Al no contar con este equipo, se procedió a adecuar este camión para que trabaje como plataforma elevadora.

Trabajos de adecuación como plataforma elevadora:

Se aprovechó la transmisión de la toma fuerza que acciona mediante una cardán la bomba hidráulica que hace funcionar una válvula de control. De ese modo se hicieron funcionar los cilindros hidráulicos que dan desplazamiento ascendente y descendente de la plataforma, es decir, el sistema de izaje.

Para esto, la baranda se modificó a una carrocería tipo plataforma con baranda tubular, deslizante; con estructura tipo tijera y sistema hidráulico, soportado por gatas deslizantes mecánicas ubicadas en la parte posterior (ver Figura N° 45).

Datos de la plataforma:

Largo	4.3 m
Ancho	2.0 m
Altura Frontal	1.45 m
Altura de baranda	0.95 m
Capacidad de carga	3.0 ton (teórica a 2 metros de altura)

La estructura de la plataforma de izaje hidráulico se fabricó en los talleres de CEISA S.A.C. Metalmecánica en Lima; el material empleado fue plancha de fierro LAC E-24 de 1/8" de espesor, los refuerzos laterales durmientes y largueros de la parte baja de plancha de fierro LAC E-24 de 3/32".

La estructura de la plataforma se montó sobre un sistema de tijera, mediante dos largueros metálicos tipo carril de doble canal "U", con articulación central mediante un eje de acero montada sobre bocinas con canales de lubricación.

El piso de la plataforma se cubrió con plancha estriada antideslizante de 1/8" de espesor. Entre el chasis cabina y la plataforma se instaló un carril metálico por donde se desplazan los brazos deslizantes que facilitaron el izaje de la plataforma superior mediante un sistema hidráulico.

Accesorios empleados:

- Dos cilindros hidráulicos de accionamiento vertical de 4" de diámetro exterior, 2" de diámetro de émbolo de acero al cromo duro de doble efecto y de 800 mm de carrera.
- Una bomba hidráulica de paletas de 30 a 48 galones por minuto de caudal, del tipo Vickers, modelo 30VQ.
- Un block de válvula de una entrada y de dos posiciones.
- Un Juego de cardanes y eje de unión cuadrado de 1"

- Una manguera de presión de succión de 1/2" y otra de descarga de 3/4"
- Un tanque para aceite hidráulico de 18 Galones, con visor de nivel, tapa de aluminio con filtro incorporado y medidor de temperatura de aceite.

Observaciones de funcionamiento

La plataforma no llega a levantar las 3 toneladas previstas, por presentar problema de fatiga prematura y rotura de dientes del piñón de arrastre del encroche de la toma-fuerza por lo que se tuvo que limitar la carga entre 700 a 1000 kg. Como máximo optando por tener piñones en stand by para reemplazar.

Este problema no es imputable al fabricante, debido a que la toma-fuerza no fue de la calidad requerida.

b) Camión volquete Mercedes Benz

Equipo modificado para la eliminación del desmonte, optimizado para la sección de excavación, ambiente y pendiente de trabajo.

Características técnicas:

Marca:	Mercedes Benz
Modelo:	1718 A / 42
Año:	2000
Peso bruto:	16,500 Kg.
Capacidad de carga:	11,240 Kg.
Dimensiones de Fábrica:	
Distancia entre ejes	4.20 m
Largo total:	6.77 m
Ancho:	2.45 m
Altura Cargado:	2.704 m
Altura descargado:	2.754 m
Ancho de vía - eje delantero:	1.96 m
Ancho de vía - eje trasero:	1.842 m
Voladizo delantero:	1.332
Voladizo trasero:	1.180

Despeje eje delantero:	0.306 m
Despeje eje trasero:	0.272 m
Circulo de viraje del vehículo:	16.3 m
Distancia eje delantero a parte trasera de la cabina:	0.210 m
Angulo de entrada:	29°
Angulo de salida:	38°
Centro de gravedad de carga:	1.028 m
Altura techo de la cabina - chasis:	1.676 m

Comentarios respecto a la modificación:

Por temas de sección de excavación y buscar la economía en la propuesta, se pensó en obviar el uso de dumpers para la evacuación del desmonte.

Además, existía una falta de Dumpers de bajo perfil en el mercado local (además de su precio), la obra propuso usar volquetes convencionales de 6 m³, habiéndose seleccionado el equipo ya descrito.

El principal problema que presentó fue la altura de la cabina que es el punto más alto (2.754 metros), ya que el equipo chocaba con la manga de ventilación y las instalaciones de servicio.

Para superar este problema se recortó la altura de la cabina en 15 centímetros, también la longitud de la tolva se recortó 25 centímetros.

Los espejos también se modificaron, colocándolos mas cerca al camión (estaban muy separados). El recorte de visión que ello trajo consigo no fue problema porque no se necesitaba tanto ángulo de amplitud de visión en un túnel.

Con estas modificaciones, el camión logró ingresar al túnel pero presentó otro problema que es de falta de potencia del motor.

Para realizar la prueba se cargó con dos cucharas de scoop ST-3.5, prueba que se realizó en la Rampa Mario Negativa con 14% de gradiente, para iniciar la marcha el volquete con esta carga era necesario acelerar entre 2900 a 3000 r.p.m.,

debiendo ser su máxima aceleración 2600 r.p.m., al pasar a segunda marcha las revoluciones caían a 1000/1100 r.p.m. demorando el motor en reaccionar y algunas veces llegando a apagarse.

Para superar este nuevo problema se planteó alternativas:

Instalar un intercooler ó aftercooler para mejorar la densidad del aire y por consiguiente mejorar la potencia del motor.

Cambiar la relación de piñón/corona con lo que se aumenta la desmultiplicación final.

Se optó por la segunda alternativa realizando la siguiente modificación:

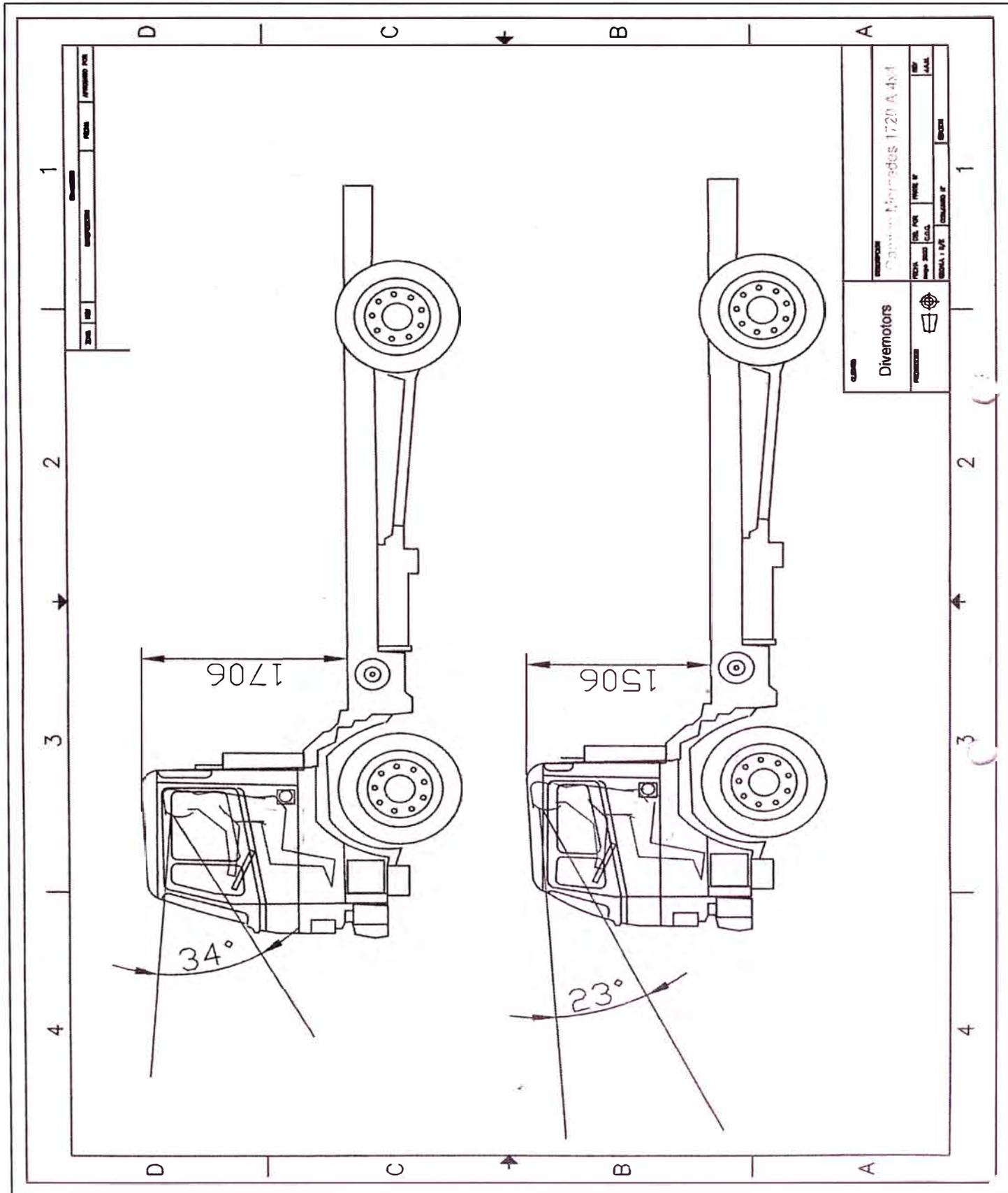
Relación piñón/corona con el que llegó el equipo: 43/7

Relación piñón/corona solución: 48/7

Con esta nueva relación se logró que la caída de r.p.m. de 1era a 2da sea menor, mejorando considerablemente el rendimiento del motor. Se probó cargando hasta con tres cucharas del scoop ST-3.5, logrando romper la inercia sin problemas y a velocidad aceptable.

Se adjunta plano de detalle de corte de la cabina, ver Figura N° 46.

Figura N° 46: Plano de Volquete Mercedes Benz



5.2 Gestión en Seguridad y Medio Ambiente

5.2.1 Indicadores en la gestión

Empezaremos explicando los conceptos previos.

Las lesiones incapacitantes (con descanso médico) reportables son de cuatro clases:

Muerte: cualquier defunción resultante de una lesión a consecuencia del trabajo.

Incapacidad total permanente: Condición que le impide desempeñar una actividad.

Incapacidad parcial permanente: lesión que da como resultado la pérdida funcional o anatómica de un miembro.

Incapacidad temporal: lesión, sin existir pérdida funcional o anatómica de un miembro, pero que genera pérdida de días laborables.

Los Índices que se tomaron en cuenta son tres:

Índice de Frecuencia: Nos indica la cantidad de accidentes con pérdidas de tiempo ocurridos y relacionados a un periodo de 200,000 horas trabajadas. (OSHA).

Índice de Severidad o Gravedad: Es el número de días perdidos o no trabajados por el personal de la obra a consecuencia de un accidente relacionándolos a un periodo de 200,000 hs. de trabajo. (OSHA).

Índice de Accidentabilidad: Este índice establece una relación entre los dos índices anteriores proporcionándonos una medida comparativa más lógica que si comparáramos los índices por separado.

Para obtener los Índices se usaron las fórmulas siguientes:

Índice de Frecuencia Mensual =

$$\frac{\text{Número de accidentes reportables en el mes} \times 200,000}{\text{Número de horas trabajadas en el mes}}$$

Índice de Frecuencia Acumulativo =

$$\frac{\text{Suma de Accidentes reportables en lo que va del año} \times 200,000}{\text{Número de horas trabajadas en lo que va del año}}$$

Índice de Severidad mensual =

$$\frac{\text{Número de días no trabajados en el mes} \times 200,000}{\text{Número de horas trabajadas durante el mes}}$$

Índice de Severidad Acumulativo =

$$\frac{\text{Número de días no trabajados en lo que va del año} \times 200,000}{\text{Número de horas trabajadas en lo que va del año}}$$

Índice de Accidentabilidad =

$$\frac{\text{Indic. de Frecuencia Acumulativo} \times \text{Indic. de Severidad Acumulativo}}{200}$$

La perforación de túneles, y todo trabajo subterráneo están normados por el código de Seguridad e Higiene Minera, a pesar que el túnel está considerado como una obra Civil; por esta consideración todos los trabajadores del túnel y además obras subterráneas deben saber el planeamiento de todo el trabajo a ejecutarse para formar una idea general de las actividades, esto garantizará que la ejecución sean seguro evitando perdidas de capital humano.

Existirá en una forma constante el intercambio de las ideas entre el Prevencionista de Riesgo y el jefe del túnel, y la alta dirección coordinada los trabajos para la mejor ejecución de la obra (Art. 24 del Reglamento de Bienestar y Seguridad Minera RBSM)

5.2.2 Acciones importantes

- **Inspecciones planeadas**

Durante la excavación del túnel el Previsionista de Riesgo siempre deberá mantenerse alerta ante todo posible Peligro, detectando a tiempo todos los incidentes que se presenten y neutralizarlos de inmediato.

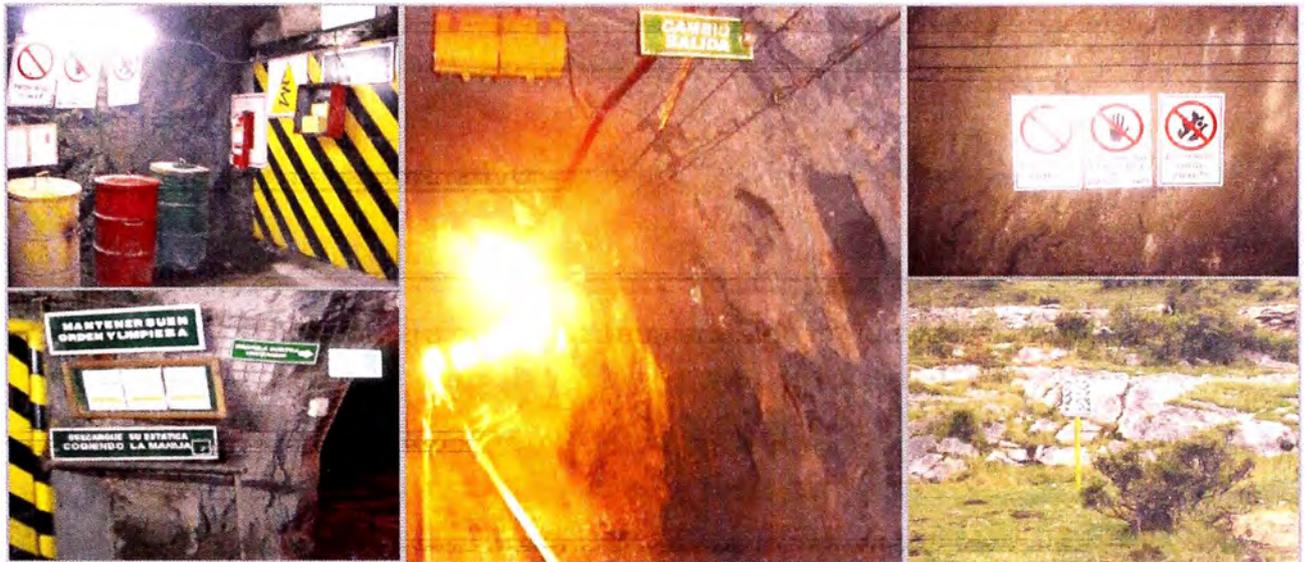
Para poder cumplir con este objetivo será el primero en llegar a la obra, para controlar a todo el personal que se encuentre en optimas condiciones para trabajar, y con todos los implementos de seguridad correspondiente, aprovecha un tiempo necesario para dar instrucciones de seguridad al personal que ingresa como también al que sale de la guardia. Recibirá sugerencias, quejas, pedidos, y lo mas importante debe exigir que los trabajadores reporten todos los incidentes que existan para poder solucionarlo de inmediato; por lo menos dos veces por semana se realizara las inspecciones planeadas de seguridad por todas las áreas de trabajo en conjunto con el jefe de guardia, y al final de cada inspección se debe levantar un acta donde debe figurar las observaciones de las mismas que habrán sido subsanadas para la próxima inspección.

El Previsionista de riesgo verifica todas las instalaciones en el túnel tales como: tuberías de agua, instalaciones de aire, instalaciones eléctricas, inspección de terreno a lo largo del túnel excavado y especialmente de la zona del trabajo. Las áreas de trabajo instalaciones serán monitoreadas con avisos de seguridad. Es importante indicar que la seguridad es tarea de todos y debe de empezar por la alta dirección de la obra y de todo el grupo de trabajo.

- **Avisos de seguridad**

En el túnel se colocara Avisos en los lugares de mayor importancia especialmente donde están las instalaciones para transformadores, nichos de seguridad refugios y todo tipo de labores donde puedan existir posibilidades de riesgo, estos avisos serán reflectivos, para que puedan ser visto a distancia por los avisos de alerta de peligro. De la misma forma en los equipos, adicionalmente con luces de alarma, luces fijas, bocinas de aire que permitirán alertar a los trabajadores.

Figura N° 47: La seguridad dentro y fuera del túnel



FUENTE: Edición de obra

Figura N° 48: La seguridad dentro y fuera del túnel



5.2.3 Normas legales

Se presentan en el Cuadro N° 33 la relación de Normas Legales, las principales y las dadas por el cliente Buenaventura.

Cuadro N° 33: Normas Legales

PROFUNDIZACION MINA ORCOPAMPA 1 – 2

1. D.LEG. 613- Código del Medio Ambiente y de los Recursos Naturales, 07-09-90.
2. D.S. 016-93-EM- Reglamento para la protección ambiental en las actividades minero metalúrgicas, 01-05-93.
3. R.M. 011-96-EM/VMM- Niveles Máximos Permisibles de Emisión de Efluentes Líquidos para las actividades minero metalúrgicas, 13-01-96.
4. Ley de Residuos Sólidos para las actividades minero metalúrgicas, 13-01-96.
5. D.S. 074-2001-PCM- Reglamento de Estándares Nacionales de Calidad del Aire, 22-06-2001.
6. D.S. 046-2001-EM- Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, 20-07-2001.
7. D.S. 014-92-EM- Texto Unico Ordenado de la Ley General de Minería.
8. R.D. 134-2000-EM/DGM- Lineamientos para la elaboración de Planes de Contingencia a emplearse en las actividades minero metalúrgicas relacionadas con la manipulación de Cianuro y otras sustancias tóxicas o peligrosas, 25-08-2000.
9. Ds.Ss. 046-96-EM y 09-95-EM- Reglamento para la protección ambiental de las actividades de Hidrocarburos, 13-05-95.
10. Decreto Ley 17752- Ley General de Aguas, año 1969.
11. Ley 26842- Ley General de Salud, 20-07-97.
12. Ley 27314- Ley General de Residuos Sólidos, 10-07-2000.
13. Decreto Ley 26821- Ley Orgánica para el aprovechamiento sostenible de los recursos naturales, 26-06-97.
14. Normas Técnicas Básicas de Higiene y Seguridad en obras de Edificación- R.S.-021-83-TR.27-03-83.
15. Norma Técnica Uso de la Electricidad en Minas- R.M.-038-2001-EM/VME, 11-07-2001.
16. Reglamento de Estándares Nacionales de calidad Ambiental para Ruido (D.S. N° 085-2003-PCM).

NORMAS DE CMBSAA

1. Reglamento Interno de Seguridad e Higiene Minera
2. Reglamento Interno de Tránsito Interior Mina
3. Sistema de Gestión de Seguridad NOSA
4. Política de Seguridad (Valores, Objetivos y Compromisos)
5. Medio Ambiente (ISO 14001).
6. Aspectos de Responsabilidad Social.

5.2.4 Identificación de Peligros y Evaluación de Riesgos - IPER

Peligro.- Es aquello que puede producir daño a las personas y al ambiente.

Riesgo.- Combinación de probabilidad y consecuencia en un evento peligroso.

Para hacer una evaluación de riesgos es conveniente elaborar una matriz operacional de riesgos y evaluar los riesgos dentro de una tabla de valores en cuatro tipos: alto, crítico, medio y bajo. La clasificación y ponderación de cada uno de ellos nos permite obtener la identificación de peligros y evaluación de riesgo a que puede estar expuesto un trabajador.

5.2.5 Análisis de Trabajo Seguro

Constituye una herramienta del Sistema de Gestión fundamental porque permite al trabajador identificar el riesgo, así mismo adoptar un método de control para cada riesgo en una determinada actividad.

Los ATS servirán de base para la preparación de los estándares aplicables a todas las obras subterráneas en general. La finalidad del ATS es evaluar los riesgos de los trabajos a ejecutar y establecer medidas preventivas antes de iniciar los trabajos.

Asimismo disponer la instalación de las protecciones colectivas necesarias para garantizar la seguridad de la operación, se elabora cada vez que se da inicio a una nueva actividad y cada vez que cambian las condiciones iniciales de la misma.

5.2.6 Capacitación

Tiene como finalidad informar al personal que ingresa a obra a cerca de la importancia que tiene la Seguridad en el proyecto, como también concientizar al trabajador sobre los peligros y riesgos a los que puede estar expuesto y mantener informado de los acontecimientos de la obra.

Para todo esto y aumentar la cultura preventiva de los trabajadores ante los riesgos existentes fue necesario desarrollar los cursos de capacitación, evaluar al personal en actividades críticas (desatado de rocas), así como en aspectos ambientales significativos e ISO 14001. Con la finalidad de saber el grado de captación y conocimientos de ciertos temas relativos a la seguridad como también a los reglamentos, se efectuaron evaluaciones de aprendizaje y desempeño.

5.2.7 Procedimientos

Estos procedimientos sirven de guía para el desarrollo de las actividades de la obra, también como referencia para la elaboración de Procedimientos Específicos de Trabajo.

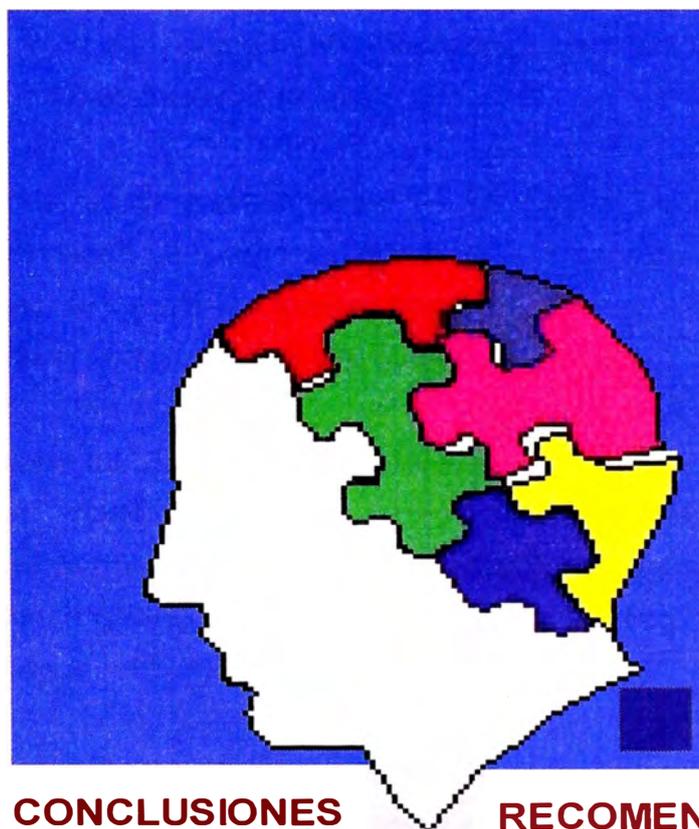
Para la obra se utilizaron los Procedimientos de mina del cliente CMBSAA, sin embargo se han elaborado otros procedimientos de actividades específicas de trabajo, en el Cuadro N° 34 se indica la relación de procedimientos aplicados en obra.

Cuadro N° 34: Principales Procedimientos aplicados en obra

1. Almacenamiento de explosivos y accesorios de voladura.
2. Carguío de taladros con explosivos.
3. Colocación de malla electrosoldada con perno de anclaje o split set.
4. Colocación de pernos de roca con resina.
5. Desactivación de tiros cortados.
6. Desatado de rocas.
7. Despacho y traslado de explosivos.
8. Ingreso de visitas.
9. Instalación de Bombas.

10. Instalación de Cimbras.
11. Instalación de mangas de ventilación.
12. Instalación de tuberías de agua.
13. Instalación de tuberías de aire.
14. Instalación de válvulas auxiliares en líneas de aire y agua.
15. Instalaciones auxiliares para frentes de avance.
16. Labor del bombero de agua.
17. Limpieza de equipos.
18. Lock out en tuberías de aire, agua y bombeo.
19. Manipuleo de explosivos.
20. Operación de camión de bajo perfil.
21. Operación de camión de transporte de personal.
22. Operación de deslamado de sumidero.
23. Operación de scooptram Diesel.
24. Operación de scooptram eléctrico.
25. Perforación con Jumbo electro hidráulico.
26. Perforación de túneles con presencia de agua.
27. Perforación en frentes (galerías, cruceros y rampas) con máquina Jackleg.
28. Pintado de tuberías.
29. Refugios en interior mina.
30. Ribeteo de cunetas.
31. Soldadura en interior mina.
32. Sostenimiento con shotcrete.
33. Tránsito de personas en interior mina.
34. Transporte de explosivos y accesorios de voladura.
35. Uso de camionetas en interior mina.
36. Uso de varillas de perforación en frentes de avance.
37. Actuación en caso de accidentes con equipos.
38. Comunicación de Crucero 660 con Raise Bore.
39. Comunicación de Rampa.
40. En caso de tormentas eléctricas.
41. Ingreso de visitas.
42. Movimiento de Bombas en Rampa Negativa.
43. Preparación de Bolsacretos
44. Protección de manos
45. Colocado de cimbras con apoyo de equipo de bajo perfil

Conclusiones y Recomendaciones



CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

Las excavaciones se proyectan y construyen teniendo en cuenta la cantidad de frentes de trabajo en paralelo, pudiendo tener frentes simples, dobles, triples, etc. Para cada caso se deben tener en cuenta los llamados “mano de obra y recursos compartidos”, que son elementos de producción que se aprovechan en común y hacen menor las cantidades y costos incurridos.

Durante la Planeación, se asumen calificaciones para la generación del proyecto; durante la Ejecución se presentarán variaciones considerables respecto a estas calificaciones, en ambos escenarios estos elementos serán: Clasificación de roca, Desarrollo o Trazo, Presencia de agua, Trabajos inesperados como Derrumbes geológicos o Presencia de rocas sumamente alteradas, Ventilación y Servicios, Pendiente del trazo, como las más representativas.

Todas las variaciones, arriba mencionadas, hacen que el Control periódico y final del proyecto sea fundamental y en todo momento flexible considerando todas los elementos y calificaciones; se suele controlar: Metrado, Plazo, Costo unitario y Contrato; todos comparando el escenario real y el escenario previsto.

Para definir el tipo de roca se utilizan una serie de clasificaciones geomecánicas, como son: clasificación RMR, clasificación Lauffer, clasificación Rabcewicz, clasificación de normas alemanas, etc. Todas las clasificaciones toman parámetros de las condiciones geológicas del macizo rocoso, dureza, fracturamiento, alteraciones, presencia de agua, etc.

La clasificación de roca aplicada al presente trabajo es la RMR (Rock Mass Rating, que varía de 0 a 100 (ítem 1.4), la idea central es que esta clasificación debe ser adaptada a la realidad del lugar, en otras palabras, debe entrarse al nivel de detalle del RMR. Ante esta aseveración, la calificación y el tipo de sostenimiento relacionado, son sensibles a cambio y/o mejoras. Es clave analizar este tema antes de Planificar todo, pues muy aparte de estar en juego los temas Costo, Plazo y Metrado, está la Seguridad (antes, durante y después) en todos los procesos.

Debe quedar previamente definida la siguiente pregunta, ¿Predomina el Costo o la Seguridad?, para esto se debe comentar un caso importante; como se ha mencionado la clasificación de roca trae consigo el tipo de sostenimiento por colocar, y es obvio que a peor roca, mayor es el precio unitario, y como se coloca mayor cantidad de sostenimiento, todo el “metro lineal” de excavación sale mayor; en resumen una roca 3-b es menos cara que una roca 4-a, pero el comportamiento (por una tener malla electrosoldada y la otra cimbra, respectivamente) es distinto, acá es cuando se confunden las cosas, pues hay rocas que se encuentran en el límite de las clasificaciones RMR, y es cuando se entra a la comparación Costo-Seguridad, en Seguridad básicamente por el mayor concepto de accidentes en tunelería “Caída de rocas”, pues si no proteges la labor con el sostenimiento adecuado, hay riesgo en la estabilidad general.

Se debe tener en cuenta que si la Pendiente del trazo es fuerte, la velocidad de desplazamiento de scooptrams y dumpers será mucho menor que en una gradiente sub-horizontal; esto también sucede con los trabajadores, en casos particulares, que se trasladan a pie en distancias cortas.

Todos los planteamientos que ayuden a mejorar los resultados de la Producción, deben ser bien analizados y puestos en práctica, como por ejemplo: Cuadrillas especializadas y exclusiva para trabajos compartidos, Control en equipos para minimizar tiempos muertos, Estudio en los tiempos de ingreso y salida del personal, Desperdicios en los materiales, Controles de calidad, entre otros.

En la excavación de rampas negativas con fuertes filtraciones de agua, se insumieron más horas-hombre por la operación de retirar las bombas del frente y reponerlas después del disparo, para luego proceder a su acercamiento al frente a medida que se va sacando el desmonte y bajando el nivel del agua.

En las rampas, debido a la fuerte pendiente de diseño (14%), se decidió acercar las ventanas de carguío, a fin de cortar transportes largos en el cucharón del scooptram y mejorar el tiempo del ciclo.

Las rampas generalmente tienen desarrollos cortos y curvos, y para efectuar las curvas se debe disminuir la longitud de perforación, lo cual significa mayor número de horas del equipo de perforación.

Se implementó el sistema de voladura suave de contorno para los taladros de la corona; se usó el sistema de recorte, sistema en el cual la carga de explosivos es a lo largo de todo el taladro y no se concentra mayor carga en el fondo del taladro. Debido al incremento del número de taladros, el método de voladura controlada por recorte tiene un costo adicional, pero sus ventajas compensan ampliamente este mayor costo, ya que se evita la sobre-excavación en exceso, se disturba menos la roca remanente evitándose un sostenimiento mayor, se extrae menos desmonte y el perfil rocoso queda mejor auto-soportado, al conseguir superficies en arco en la bóveda.

El uso del taco en la boca del taladro ha pasado por varias etapas en el desarrollo de la tunelería. Fueron descartados en la década del '70, pero nuevamente han sido retomados en la década del '90, recomendándose el uso de tacos de arcilla, elaborados comercialmente y ahora tacos de detritos; en ambos casos el objetivo es minimizar la fuga de gases por la boca del taladro y optimizar el efecto rompedor del explosivo. Empezando de una eficiencia promedio del 86% al inicio de la obra, producto de varias circunstancias, se consiguió al final una eficiencia del 93% al 95% en los disparos.

El control del agua de perforación en el frente se efectuó por medio de 1 ó 2 bombas sumergibles de 22 kw., según el volumen de filtración que se tuvo. Para controlar las filtraciones que quedaban detrás del frente, se construyeron estaciones de bombeo intermedias a ± 100 m. aproximadamente. Estas sub-estaciones recibían el agua de las diversas filtraciones del terreno.

Adicional a la construcción de las cunetas que encauzan el agua de las filtraciones hacia las pozas de bombeo, se usaron las "sangrías", las cuales consisten en unas cunetas transversales a la sección de las labores y que sirven para encauzar las filtraciones de agua que se producen en las partes centrales de la labor, así como en el hastial opuesto en el que se excava la cuneta principal. Estas cunetas tienen un aditamento de rieles que evitan que la cuneta excavada sea tapada por el paso de los vehículos.

Inicialmente, en las voladuras de las Rampas y galerías se utilizaron 2 tipos de faneles: para el arranque faneles con microretardo (milisegundos); y para el resto, faneles de retardo largo de medio segundo, pero no en numeración continua, sino saltándose un número. En campo se observó que no salía la voladura completa y que los taladros del arranque se quedaban con fuertes tacos; con lo cual, la eficiencia del disparo era menor que la prevista en presupuesto (83% dato inicial vs 92%). A partir de observaciones en campo se decidió dar más tiempo de salida a los taladros del arranque, utilizando solamente faneles blancos con retardo de medio segundo para el disparo. Este cambio fue acompañado con una mejor supervisión de la perforación de los taladros y carguío de los mismos; como resultado, se obtuvo una eficiencia del 93-95% en los disparos.

Cuando se excava un túnel y se tiene una información geológica al detalle, en tramos de falla o roca alterada puede y debe tomarse la precaución de avanzar efectuando sondajes que vayan delante de la perforación; estos sondajes pueden ser efectuados con las mismas barras del Jumbo, de modo que se logre ubicar el inicio de la roca tipo V. Se debe tomar la precaución de disminuir la longitud de perforación y la carga de explosivos e inclusive colocar sostenimiento previo antes de entrar en la roca de mala calidad.

Lo anterior significa tener una excelente información geológica y conocimientos geomecánicos de la zona. En el caso de que la información geológica no se encuentre al detalle, a veces con la perforación se detecta la roca suave, pero en la mayoría de los casos se hace el disparo y la roca mala se presenta produciendo una sobre-excavación que puede ser de moderada e intensa (derrumbe).

En casos en que la corona del túnel quede más avanzada que la base y haya riesgo de caída de material, se usan vigas de fierro que pueden ser perfiles o rieles, los cuales se apoyan en la última cimbra y la corona del túnel. Estos perfiles sirven de guarda-cabeza (Protección contra los bloques de roca o material que puede caer de la zona derrumbada); estos elementos son llamados Marchavantis.

Los spilling bar son también marchavantis, con la diferencia que son barras de fierro corrugado de 1" o 2" de diámetro, que se colocan entre las 2 últimas cimbras

instaladas, los cuales son introducidos en el macizo rocoso, previa perforación de la corona.

Para la superación de derrumbes se usó una variante del método del núcleo, la diferencia está en que se colocan las cimbras de arriba hacia abajo; es decir, primero la corona y después las patas de la cimbra, esto quiere decir que se trata de cimbras de 3 cuerpos. El procedimiento es el siguiente:

- No debe retirarse el material derrumbado.
- Aplicar shotcrete sobre el desmonte, hasta sellar todo el material suelto.
- Determinar en campo la ubicación de las 2 primeras cimbras que puedan ser instaladas en forma convencional.
- Instalar marchavantis de riel o perfil W, apoyados entre las cimbras instaladas y el fondo superior del derrumbe.
- Construir una plataforma para apoyar la base de la media cimbra, si es necesario aplicar shotcrete a la parte que quedó excavada.

En Obra se realizaron estudios técnicos y análisis de carga en equipos no convencionales para minería, esto para ver la factibilidad de uso y mejorar la propuesta económica al cliente. Los resultados fueron buenos, y se aplicaron en campo, tales resultados son mostrados en el ítem 5.1.2.

La perforación de túneles, y todo trabajo subterráneo están normados por el código de Seguridad e Higiene Minera, a pesar que el túnel está considerado como una obra Civil; por esta consideración todos los trabajadores del túnel y además obras subterráneas deben saber el planeamiento de todo el trabajo a ejecutarse para formar una idea general de las actividades, esto garantizará que la ejecución sean seguro evitando perdidas de capital humano. Existirá en una forma constante el intercambio de las ideas entre el Prevencionista de Riesgo y el jefe del túnel, y la alta dirección coordinada los trabajos para la mejor ejecución de la obra (Art. 24 del Reglamento de Bienestar y Seguridad Minera RBSM)

Durante la excavación del túnel el Prevencionista de Riego siempre deberá mantenerse alerta ante todo posible Peligro, detectando a tiempo todos los incidentes que se presenten y neutralizarlos de inmediato. Para poder cumplir con este objetivo será el primero en llegar a la obra, para controlar a todo el personal que se encuentre

en óptimas condiciones para trabajar, y con todos los implementos de seguridad correspondiente, aprovecha un tiempo necesario para dar instrucciones de seguridad al personal que ingresa como también al que sale de la guardia. En el túnel se colocara Avisos en los lugares de mayor importancia especialmente donde están las instalaciones para transformadores, nichos de seguridad refugios y todo tipo de labores donde puedan existir posibilidades de riesgo, estos avisos serán reflectivos, para que puedan ser visto a distancia por los avisos de alerta de peligro. De la misma forma en los equipos, adicionalmente con luces de alarma, luces fijas, bocinas de aire que permitirán alertar a los trabajadores.

Se han realizado inspecciones de seguridad a las herramientas, colocando una cinta de color por cada mes de chequeo.

Para hacer una evaluación de riesgos es conveniente elaborar una matriz operacional de riesgos y evaluar los riesgos dentro de una tabla de valores en cuatro tipos: alto, crítico, medio y bajo. La clasificación y ponderación de cada uno de ellos nos permite obtener la identificación de peligros y evaluación de riesgo a que puede estar expuesto un trabajador.

Los Análisis de Trabajo Seguro, constituyen una herramienta del Sistema de Gestión fundamental porque permite al trabajador identificar el riesgo, así mismo adoptar un método de control para cada riesgo en una determinada actividad. Los ATS servirán de base para la preparación de los estándares aplicables a todas las obras subterráneas en general. La finalidad del ATS es evaluar los riesgos de los trabajos a ejecutar y establecer medidas preventivas antes de iniciar los trabajos.

La capacitación tiene como finalidad informar al personal que ingresa a obra acerca de la importancia que tiene la Seguridad en el proyecto, como también concientizar al trabajador sobre los peligros y riesgos a los que puede estar expuesto y mantener informado de los acontecimientos de la obra.

Los Procedimientos de trabajo sirven de guía para el desarrollo de las actividades de la obra, también como referencia para la elaboración de Procedimientos Específicos de Trabajo.

Recomendaciones

Es importante solicitar al Cliente toda la información posible, planos, estándares, consideraciones especiales, etc. A fin de proyectar de manera acertada a todo el pull de mano de obra, materiales, equipos, seguridad y demás elementos de obra.

Antes, durante y al final de los trabajos, se deben controlar las calificaciones y datos asumidos, durante la Planeación, para identificar, cuantificar y comunicar cualquier variación de importancia.

El manejo de la documentación es clave, por lo tanto es recomendable emitir o comunicar, en los medios contractuales, cualquier variación que afecte los resultados generales del proyecto.

Definir previamente, la adaptación del modo de calificación de la roca, así como las consideraciones especiales en sostenimiento.

Hacer predominar la Seguridad sobre el Costo, si la preocupación final para el cliente es el costo se debe analizar la mejor manera de solucionar este impase. Se debe hacer notar la importancia de la seguridad en las excavaciones, pues en tunelería los trabajos son considerados como "alto riesgo".

Realizar reuniones semanales, entre las áreas del proyecto, para comunicar y plantear problemas, y por tanto estudiar las mejores formas de utilizar adecuadamente los recursos y la mano de obra, aplicando los llamados "procesos no convencionales".

Utilizar la voladura de contorno en los taladros de corona, o llamados perforaciones de corte.

Implementar el uso de los tacos de detritos en la boca de los taladros cargados, esto para optimizar la eficiencia de la voladura y el uso de los explosivos y accesorios de voladura.

Analizar las mallas de voladura con faneles blancos en reemplazo de los rojos. Si no se tiene la experiencia previa, plantear inicialmente una malla convencional, y luego realizar los estudios de mejora.

Plantear el tema Disposición de las aguas (filtración, perforación, servicios) de una manera integral, para evitar tener muchas sorpresas durante el desarrollo.

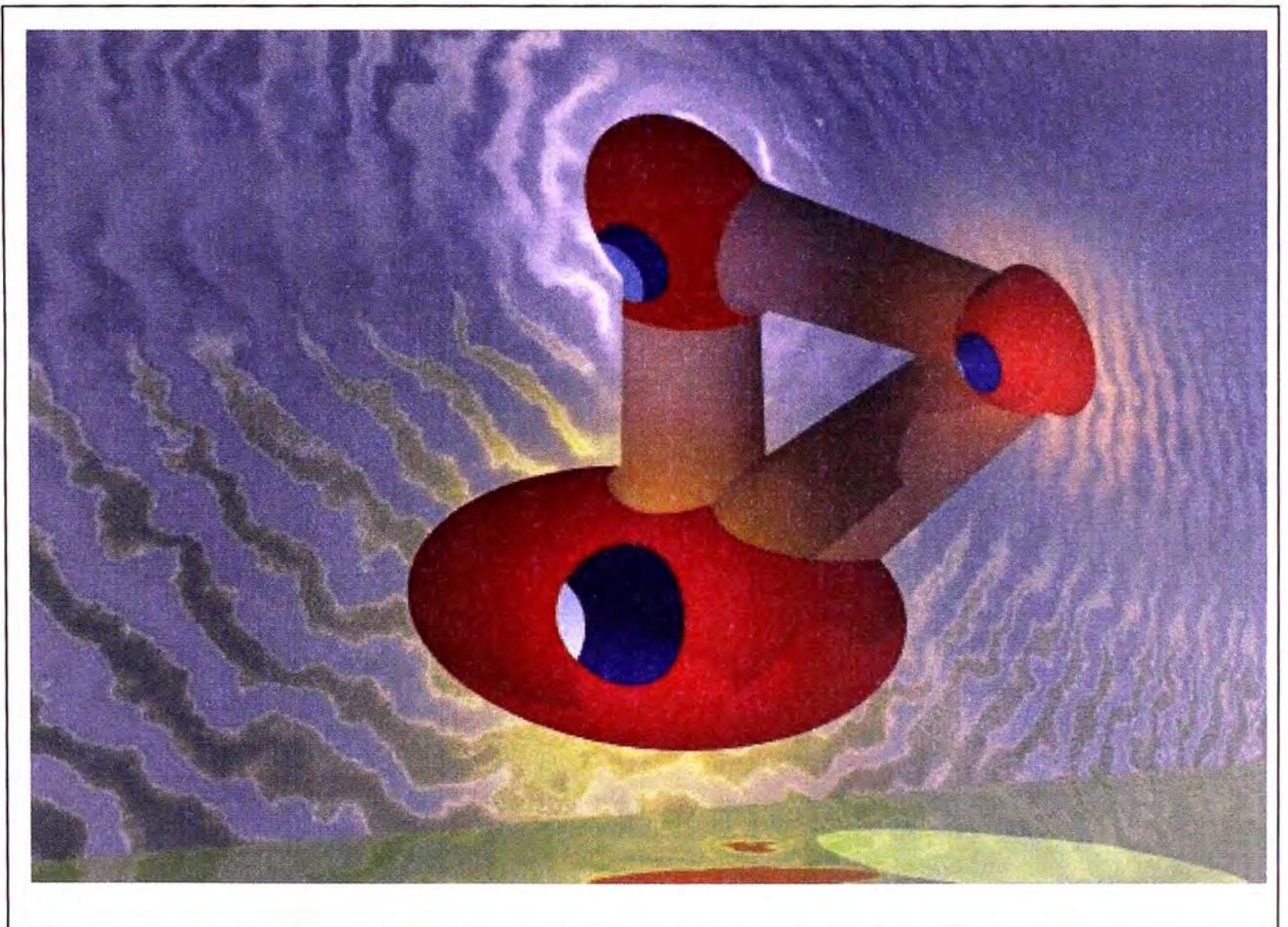
Emplear el método del núcleo para superar derrumbes de manera eficiente. No olvidando los pasos básicos a fin de evitar eventos no deseados.

Los equipos planteados en el proyecto son buenos, pero los estudiados para mejorar la propuesta son mucho mejores.

La seguridad debe primar sobre todos los procesos o actividades de producción, así como tener un conocimiento pleno del marco legal y estándares básicos.

Implementar mejoras, capacitaciones, auditorías, controles y sanciones, para garantizar la seguridad en un trabajo de "alto riesgo" como tunelería.

Bibliografía

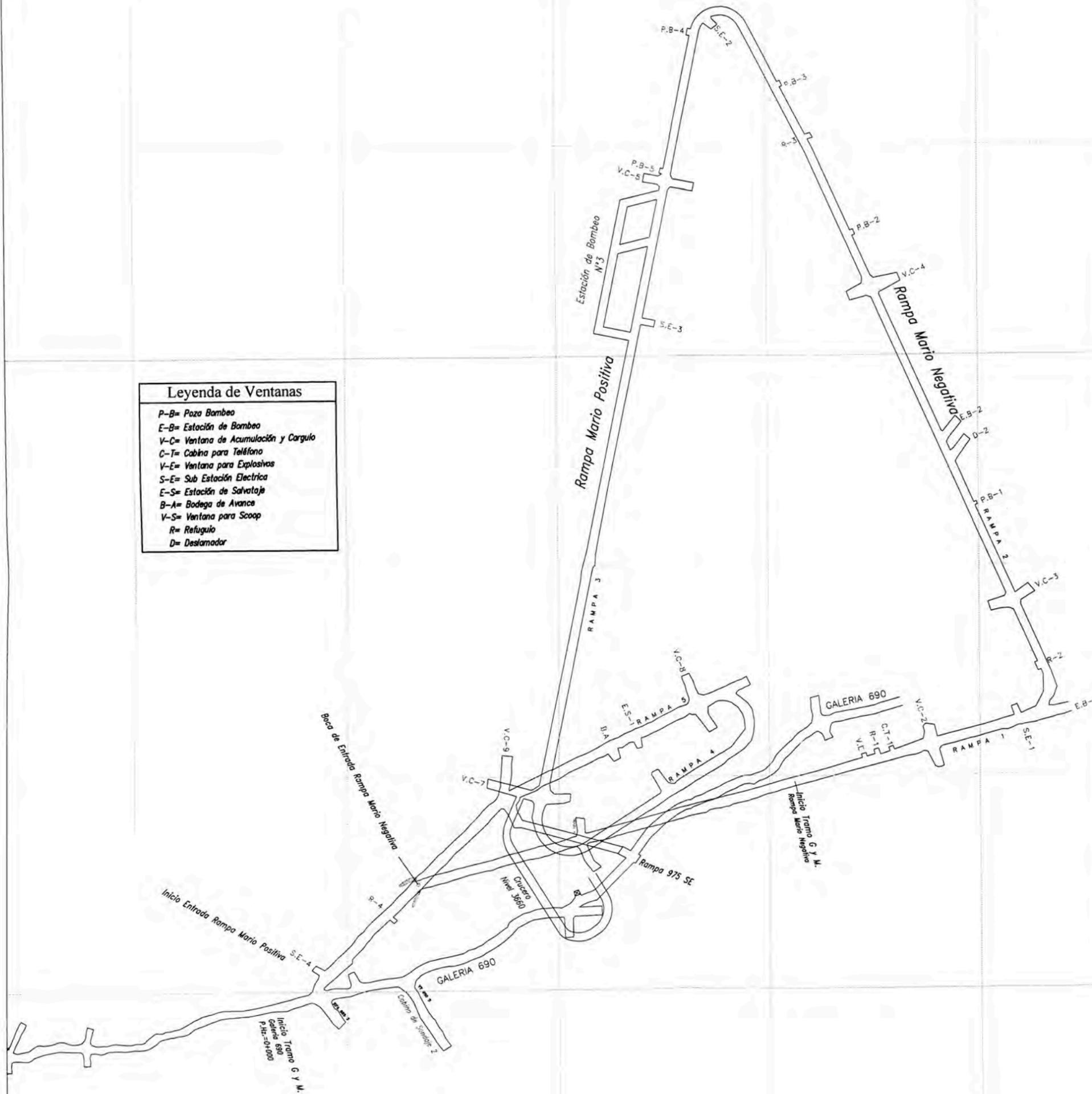


BIBLIOGRAFÍA

Referencias bibliográficas

- Lopez Jimeno, Carlos (2000). *Manual de Túneles y Obras subterráneas*. Madrid, España.
- Peele. *Mining Engineers Hand Book*.
- Lopez Jimeno, Carlos (1998). *Ingeniería de Túneles. Libro 1*. Madrid, España.
- Robles, Nerio (1994). Concytec. *Excavación y Sostenimiento de Túneles en roca*. Lima, Perú.
- Langefors & Kihlstrom. *Voladura de Rocas*.
- EXSA. *Manual Práctico de voladuras*. Lima, Perú.
- A.C.I. Standard. *Recommended Practice for Shotcreting*. (506 – 66).
- Young G. Y. *Elementos de Minería*.

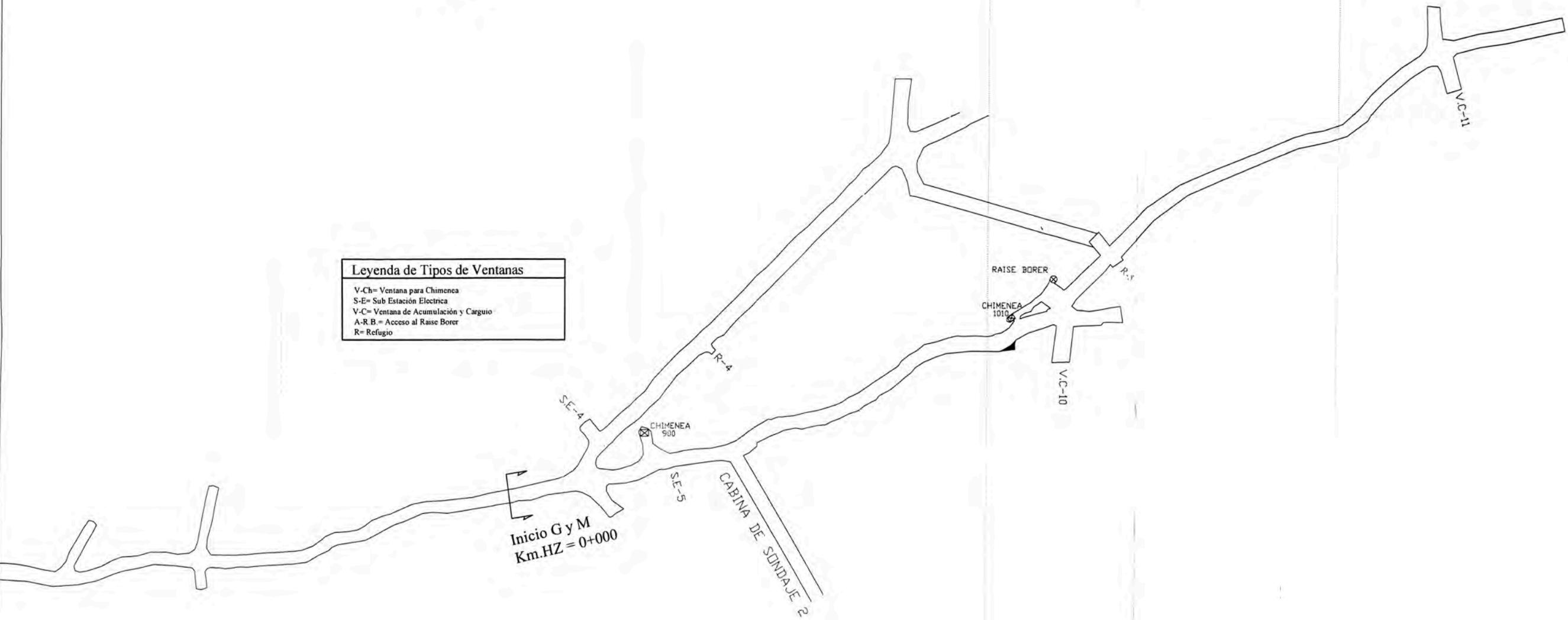
Leyenda de Ventanas	
P-B=	Poza Bambeo
E-B=	Estación de Bombeo
V-C=	Ventana de Acumulación y Carguo
C-T=	Cabina para Teléfono
V-E=	Ventana para Explosivos
S-E=	Sub Estación Eléctrica
E-S=	Estación de Salvataje
B-A=	Bodega de Avance
V-S=	Ventana para Scoop
R=	Refugio
D=	Deslamador



PROFUNDIZACIÓN MINA ORCOPAMPA 1			
PLANTA GENERAL RAMPA MARIO			Escala 1/2000
CONTRATISTA GyM S.A.	SUPERVISOR CMBSAA	PROPIETARIO CMBSAA	PLANO N° 1



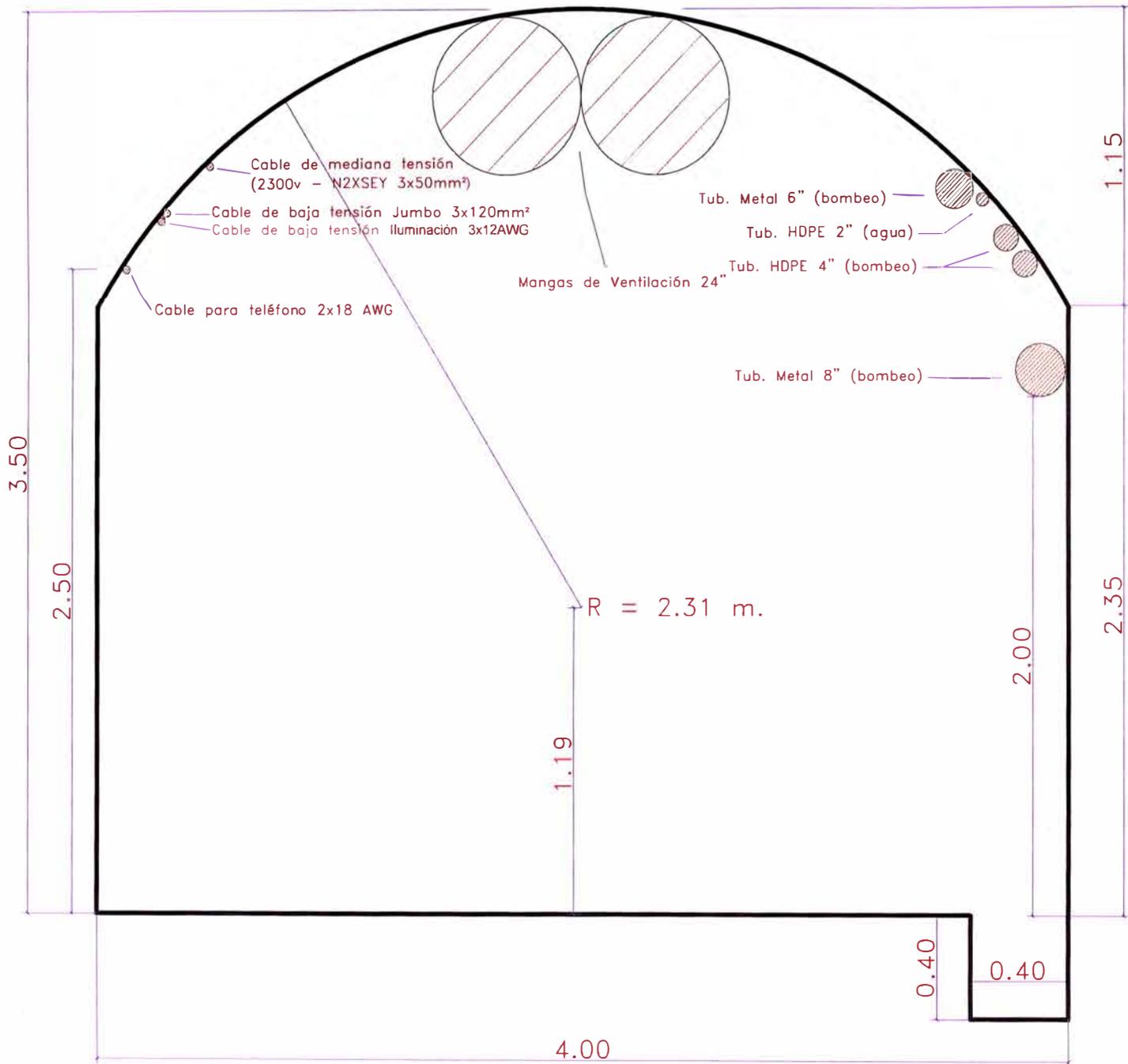
Leyenda de Tipos de Ventanas
V-Ch= Ventana para Chimenea
S-E= Sub Estación Eléctrica
V-C= Ventana de Acumulación y Carguo
A-R.B = Acceso al Raise Borer
R= Refugio



PROFUNDIZACIÓN MINA ORCOPAMPA 1			
PLANTA GENERAL GALERÍA 690-E			Escala 1/1250
CONTRATISTA GyM S.A.	SUPERVISOR CMBSAA	PROPIETARIO CMBSAA	PLANO N° 2



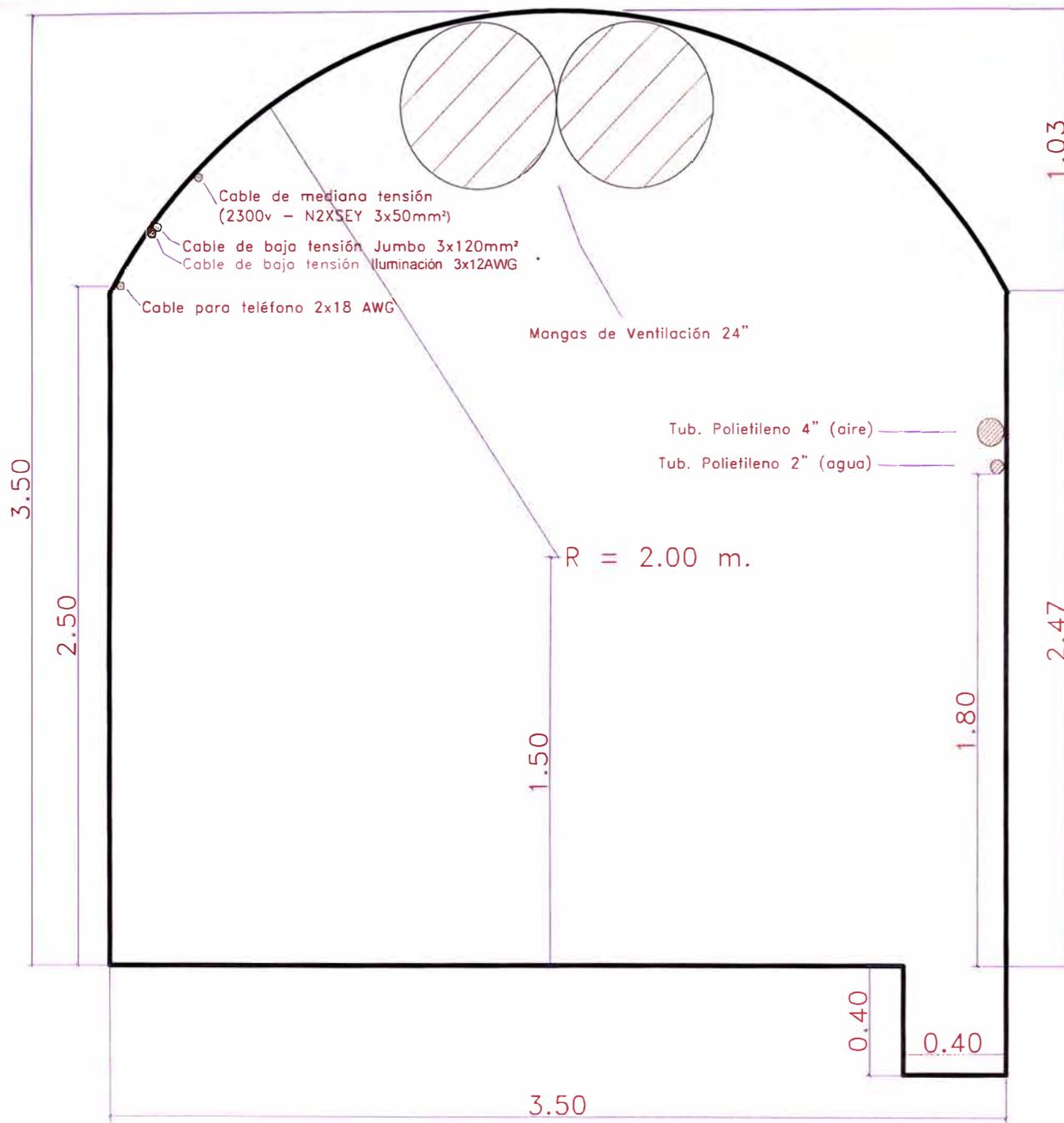
PROFUNDIZACIÓN MINA ORCOPAMPA 2			
ISOMETRÍA GENERAL			Escala S/E
CONTRATISTA GYM S.A.	SUPERVISOR CMB SAA	PROPIETARIO CMB SAA	PLANO N° 3



SECCIÓN EN RAMPAS
 SECCIÓN TIPO BAÚL
 4.00m. x 3.50m.
 ÁREA REAL = 12.60 m²

PROFUNDIZACIÓN MINA ORCOPAMPA 1 y 2

SECCIÓN TÍPICA EN RAMPAS			Escala 1/25
CONTRATISTA GyM S.A.	SUPERVISOR CMBSAA	PROPIETARIO CMBSAA	PLANO N° 4



SECCIÓN EN GALERÍAS y CRUCEROS

SECCIÓN TIPO BAÚL

3.50m. x 3.50m.

ÁREA REAL = 11.15 m²

PROFUNDIZACIÓN MINA ORCOPAMPA 1 y 2

SECCIÓN TÍPICA EN GALERÍAS Y
CRUCEROS

Escala
1/25

CONTRATISTA
GyM S.A.

SUPERVISOR
CMBSAA

PROPIETARIO
CMBSAA

PLANO N°

5