

MINADO CONTINUO, SU APLICACIÓN EN UNA OPERACIÓN MINERA METÁLICA

CONTINUOUS MINING IN A METALLIC MINE OPERATION

Oswaldo Ortiz S.* y Godelia Canchari S.*

RECIBIDO: 23/02/2013 - APROBADO: 08/04/2013

RESUMEN

Se analiza el uso del equipo Roadheader (RH) para la explotación subterránea de minerales de zinc en el yacimiento San Vicente. Se describe las características de los cuerpos minerales del yacimiento desde el punto de vista técnico-económico para su extracción por el sistema de minado continuo. Se compara con el método de minado por Cámaras y Pilares con relleno ascendente que se aplica actualmente, por medio del valor presente (VP) del costo de los dos sistemas de minado determinando que el método de minado continuo posee el menor valor presente del costo.

La alternativa de minado continuo con equipos RH sin el uso de explosivos para fragmentar la roca, en comparación con el sistema actual de minado con explosivos, tiene otras ventajas adicionales, como reducción de la inestabilidad del maciso rocoso causado por las vibraciones, generación de superficies uniformes en las excavaciones, reducción de la contaminación del medio ambiente por ruido, polvo y gases que producen los disparos y los equipos diesel en interior mina. Se evita el riesgo para el personal que maneja explosivos y se genera ahorro importante en costos de mantenimiento y de operación.

Palabras clave: excavador continuo, tajeado de roca dura, contaminación, rentabilidad

ABSTRACT

This study analyzes the Roadheader as a main mining equipment for the San Vicente zinc ore deposit. To do so, the ore body technical and economic characteristics are described and a comparison of the present San Vicente room and pillar mining method with the roadheader continuous mining system is performed by estimation of the present value of investment and operating cost of both methods. It was found lower present value of costs for the continuous mining system.

The continuous RH mining method which does not require explosives for rock fragmentation, presents various other advantages as compared with room and pillar mining system as follows: Low rock mass instability around excavation areas as no explosive detonation vibrations are generated, uniform rock excavation surface, no pollution of underground workings by noise, dust and gases as explosives and diesel equipment are eliminated. Additionally, mining crews are not exposed to the risks of explosive manipulation, and the system allows ore selectivity by appropriate handling of the excavated materials.

Keywords: continuous mining excavator, hard rock excavation, pollution, profitability

* Docentes de la EAP Ingeniería de Minas, UNMSM. E-mail: www.osoos1990@gmail.com, gcancharis@unmsm.edu.pe

I. INTRODUCCIÓN

La posibilidad de aplicar el sistema de minado continuo en la explotación del yacimiento San Vicente se origina de la necesidad de mejorar el sistema de minado optimizando el uso del equipo, reduciendo el costo de operación y la incidencia de accidentes graves y fatales. El sistema requiere un minucioso estudio geológico estructural y tiene alta inversión. Además no existe experiencia de su aplicación en la minería metálica.

No obstante, urge tomar medidas para evitar los continuos desprendimientos de roca en los tajos que originan accidentes por caída de roca. Se tiene además que el yacimiento es de tipo tabular potente de baja inclinación con una dureza media inferior a 22,000 psi. La introducción del minado continuo eliminará la voladura y las vibraciones del macizo rocoso mejorando la estabilidad de los tajos, controlando además la calidad del mineral por evacuación continua del material del frente de avance. Estas y otras ventajas nos hacen pensar en la factibilidad del proyecto.

II. OBJETIVO DEL ESTUDIO

Comparar el sistema de minado actual de cámaras y pilares con relleno ascendente con el minado continuo con Roadheader a un nivel de producción incrementado en el 66% con relación al nivel actual, con el objeto de mejorar la productividad, reducir el costo unitario de minado, incrementar la rentabilidad de la operación, mejorar la selectividad del mineral y disminuir la incidencia de accidentes.

III. ANÁLISIS DE LOS MÉTODOS DE MINADO

3.1. Características del yacimiento

El yacimiento San Vicente es estratiforme sedimentario con mineralización económica de zinc y plomo. Las estructuras mineralizadas son concordantes a la estratificación y se presentan en forma de mantos en una longitud de 6 km. Existen tres horizontes lenticulares irregulares mineralizados horizontal y verticalmente con una potencia de 1780 m. La caja piso de estos horizontes contiene una caliza arenosa y la caja techo es una caliza negra foliada.

El control de la mineralización es principalmente de tipo mineralógico donde el zinc se halla acompañado de piritita y bitumen, así como de una dolomita bandeada tipo cebrá.

3.2. Método de cámaras y pilares

El método de cámaras y pilares con relleno ascendente se aplica en este yacimiento por su estructura de mantos con potencias y pendientes de hasta 25 m y 40°, respectivamente. Los mantos están separados por cajas intermedias de estéril. El método permite alta mecanización con buena productividad dejando pilares como sostenimiento, en lo posible en estéril. El avance por este método es rápido requiriendo grandes volúmenes de relleno para evitar la caída de planchones debido al intenso fracturamiento, fallamiento y brechamiento.

Las Figuras N.º 1, 2 y 3 presentan el método de cámaras y pilares. La Figura. N.º 1 muestra dos secciones verticales y un plano con la ubicación de la rampa del sistema sin rieles.

La Figura N.º 2 presenta el sistema con dos chimeneas (RB) de servicio. La Figura N.º 3 muestra el relleno ascendente.

3.2.1. Desarrollo y preparación

El desarrollo consiste en construir galerías de 4.0 m de ancho por 3.5 m de alto y rampas transversales al rumbo de los mantos, con una sección de 4.0 x 4.0 m a 12% de pendiente en rectas y 6% en curvas de 10 m de radio. Las rampas se ubican en la caja piso.

La preparación comprende la construcción de chimeneas (RB) en el centro del área de trabajo con comunicación al nivel principal de transporte (Nv. 1709), y a niveles inferiores. Se usan para echaderos y ventilación. Otras chimeneas inferiores se corren para servicios.

Desde la rampa y a mitad del área delimitada, se corre un acceso y desde este, cruceros de 3.5 x 3.5 m. de sección espaciados 15.0 m transversales a los mantos. Estos cruceros dan inicio a las cámaras de minado.

3.2.2. Nivel de extracción

La producción mina de 2400 tms/día se incrementará a 3600 tms/día. Según el siguiente cuadro.

Producción mina/día	2,400	3,600
Producción anual	720,000	1'080,000
Tratamiento diario	2,000	3,000
Tratamiento mensual	60,000	90,000

3.2.3. Minado

Es un ciclo que comprende: perforación, voladura, carguío, acarreo y relleno.

3.2.3.1. Perforación

Se utilizan jumbos Alimak de 1 brazo, cavo drill Atlas Copco de 1 y 2 brazos y Jackleg Toyo convencionales. Estos equipos trabajan en labores de desarrollo, preparación y explotación en los diferentes niveles de la mina.

La perforación efectiva es de 2.9 horas/guardia y el avance de un martillo es de 200 pies/hora con un rendimiento de 0.72 tms/pie perforado y una eficiencia mecánica de 70%. Martillos tipo jumbo requeridos: 3 de 2 brazos en explotación y 2 de un brazo en preparación y desarrollo.

Para incrementar la producción se requiere incrementar el rendimiento de la perforación a 0.78 tms/pie en una malla de 1.20 x 1.00 m perforando con barrenos de 10 pies. Las horas netas de perforación deben incrementarse a 5, evitando desplazamientos largos del jumbo y mejorando los servicios. La disponibilidad debe incrementarse a 80%.

3.2.3.2. Voladura

El proceso de voladura usa los siguientes componentes: **Explosivo:** dinamita 45 y 60%; **agente explosivo:** AN/FO y **accesorios de voladura:** fulminante común y eléctrico, cordón de iniciación, fanel y conectores. El factor de po-

tencia varía entre 0.05 y 0.15. El personal consta de seis trabajadores. Los cortes son de tipo escalonado en cruceros, tajeos (realce) y frentes de 5.0 x 4.0 m² de área.

Para el carguío se utiliza equipos LHD Diesel como scoops de 3.5 y 6.0 yd³ para el carguío y camiones de bajo perfil para el acarreo. En el transporte se tiene Teletrams de 6.0 m³.

Estimado del carguío:

Equipo Scoop	3 1/2 yd ³		6.0 yd ³	
Producción requerida (tms)	2400	3600	2400	3600
N.º de Scoops (2 guardias)	6	9	3	4
N.º de Scoops (3 guardias)	4	6	2	4

El costo del carguío:

Equipo de Scoop	3.5 yd ³		6.0 yd ³	
Pala cargadora	Scoop Wagner ST-5C	Scoop Eimco LHD-913	Scoop Wagner ST-6C	Scoop Eimco LHD-925
Costo total (US \$/hr)	72.38	54.38	74.18	72.95
Tons./guardia	240	252	470	450

Cálculo de acarreo para los dos niveles de extracción:

Nivel de extracción	1570		1455	
Producción requerida (tms)	2400	3600	2400	3600
Produc./día (2 guardias)	2100	2100	2500	2500
Produc./día (3 guardias)	3000	3000	3600	3600

El relleno es efectuado por dos tipos de material: desmonte de labores subterráneas (relleno mecánico) y relaves de la planta de flotación (relleno hidráulico).

El relleno mecánico se usa en un volumen promedio de 320 m³/día (580 tms/día). El relleno es de 1.50 m de alto y se efectúa cuando los tajeos alcanzan una altura de 6.0 m, quedando 4.5 m vacíos para la operación del perforador.

Para el relleno hidráulico se tiene la planta de relleno hidráulico ubicada a 200 m de la concentradora a 1400 msnm desde donde el relave es bombeado 2.1 km por tuberías de 4 pulg. de diámetro. El volumen promedio de bombeo es 360 m³/día (612 tons/día).

3.2.4. Costos de inversión y operación

Equipo de perforación	Jumbo Alimak BU-141	Cavo Drill P-550
Costo de inversión y operación (US\$/tms)	68.85	103.06
Productividad (tms/hora)	31.5	52.5
Costo de perfor. (US\$/tms)	2.186	1.963
Costo medio de perforación	2.040 US\$/tms	

Voladura:

El costo de voladura en explotación es un compuesto de los costos de voladura en cámaras, cruceros, tajeos por realce utilizando dinamita, ANFO, fulminante N.º 6, fulminante eléctrico y fanel. Este costo medio incluyendo el costo de mano de obra de la cuadrilla de disparo es de \$ 1.144/tms.

Contribución porcentual media de diferentes marcas y modelos de Scoops con la producción:

Eimco 3-1/2 yd³: 8.40%, Wagner 3-1/2 yd³: 45.35%, Eimco 6 yd³: 22.20%, Wagner 6 yd³: 24.04%.

El costo medio de carguío es un compuesto pesado de esta mezcla de equipos:

Costo de carguío promedio (US\$/tms): 0.084 x 1.292 + 0.454 x 1.809 + 0.222 x 0.867 + 0.240 x 0.810 = 1.317

Acarreo US \$/tms **Camión LHD Wagner MT-413-30**

Costo total (operación + propiedad) (US\$/hora) 67.77

Costo de acarreo (US\$/tms) 0.880

Costo de relleno:

Relleno	Hidráulico	Mecánico
Equipo	Bomba Mars 330kw Modelo H-180	Scoop Wagner ST-3 1/2
Costo (US/tms)	2.54	1.408
Costo Total (US/tms) 2.54 + 1.408 = 3.948		

Ventilación:

El sistema de ventilación consta de los siguientes ventiladores axiales: tres de 105,000 cfm, dos de 55,000 cfm, dos de 30,000 cfm, seis de 12,000 cfm, cuatro de 10,000 cfm y dos de 5,000 cfm. La entrega es 30.53%.

Costo Total Inversión + Operación (US\$/tms) 1.155

El aire comprimido es suministrado utilizando una compresora IR estacionaria Centac 373 kw.

Costo total inversión + operación: (US\$/hora) 76.51

Volumen nominal de aire 2,500 cfm.

Volumen entregado a 80% de disponibilidad mecánica:
 $2,500 \times 0.80 = 2,000 \text{ cfm.} = 3370 \text{ m}^3/\text{hora}$

Costo aire comprimido (US\$/m³): $76.51/3370 = 0.023$

Aire comprimido para equipos de mina es suministrado con dos compresoras Centac con 5000 CFM y una compresora A.C. con 2000 CFM. Capacidad total 7000 CFM (11,892 m³/hora) = 3'911,733 m³/mes.

Aire requerido en de perforación:

Equipo	3 Cavo drill 2B	Un Cavo dril 1B	3 Jumbo Alimak
CFM	2,790	700	1,800

Total: 5,290 CFM (8,986 m³/h) = 2'516,080 m³/mes

Aire req. otros equipos mina: 1'395,653"

Aire total requerido (m³/mes) 3'911,733

Costo aire comp. (US\$/tms): $1'395,653 \times 0.023/60,000 = 0.535$.

Energía:

Costo de energía registrado (incluye gastos de depreciación y operación) US\$/kw: 0.127

Consumo medio de energía en toda la operación minera (kwh/mes): 2'4000,000

Energía cargable a la mina (kwh/mes): 39% x Consumo total = 936,000

Consumo de energía de compresoras y ventiladores (kwh/mes) = 651,720

Consumo de energía otros equipos de mina kw/mes: 284,280

Costo de energía (US\$/mes) $0.127 \times 284,280 = 36,100$

Costo de energía por Servicios Auxiliares (US\$/tms): $36,100/60,000 = 0.601$

Costo total unitario Servicios Generales (US\$/tms): 1.498

Costo Total Servicios Auxiliares Mina (US\$/tms): Ventilación + aire comprimido + energía servicios auxiliares + servicios generales = $1.155 + 0.535 + 0.601 + 1.498 = 3.789$

Costo de transporte de mineral por el Nivel 1570

Equipo: Locomotora Diesel AGV

Costo Total (inversión + operación) (US\$/hora): 38.698

Rendimiento (ton/hora) Rutas I y II: $35 \times 5 = 175$

Costo de transporte (US\$/tms): $38.698/175 = 0.221$

3.2.5. Costo de exploración y desarrollo

Costo Exploración y Desarrollo (US\$/tms): 2.438

Resumen Costo de producción mina: (US\$/tms):

Perforación	2.040
Voladura	1.144

Carguío 1.317

Acarreo 0.880

Relleno 3.948

Servicios auxiliares 3.780

Transporte ext. 0.221

Explor. y desarrollo 2.438

Costo Total de Producción Mina: 15.768

3.2.6. Ventajas y desventajas

El método de Cámaras y Pilares con relleno ascendente tiene un costo total promedio de minado de US\$ 15.77/tms de mineral extraído para el nivel de producción anual de 720,000 tm.

Ventajas:

- Fácil de aplicar con buen nivel de mecanización y poco requerimiento de personal.
- Buena productividad y permite estandarizar el equipo.
- Bajo costo de operación comparado con otros sistemas subterráneos.
- La minería nacional tiene experiencia en su aplicación.

Desventajas:

- Se forman grandes cavidades después de los disparos originando dilución.
- No permite recuperación inmediata de pilares de mineral dejados como sostenimiento.
- El planeamiento de minado es de difícil cumplimiento por las características del yacimiento.
- El método crea con frecuencia situaciones de riesgo e inseguridad para el personal.

3.3. Sistema de minado continuo

Es una técnica de excavación mecánica donde la roca es removida del frente de minado por la acción de herramientas mecánicas de corte (Rostami J., 2010). El método utiliza equipo no convencional en el minado y desarrollo de labores mineras subterráneas.

3.3.1. Características

El equipo de minado continuo aplicable a roca dura es el Roadheader o rozadora que efectúa avance continuo en el frente de corte sustituyendo la fragmentación de roca mediante perforación y voladura por el de corte mecánico. El desarrollo de estos equipos se inició con la aparición de los perforadores de chimeneas (RB). Luego aparecieron los cepillos y rozadores para cortes de mantos horizontales y de poca inclinación como los de carbón (Klukov B.S. y otro, 1976). Estos equipos están provistos de una cabeza montada en una pluma, un sistema de carguío que generalmente consta de una faja y una base de orugas para movilizar el equipo al frente de excavación. La cabeza cortadora puede ser un tambor rotativo montado en línea

o paralelo al eje de la pluma o perpendicular a este eje. (Ver Figura N.º 4).

3.3.2. Clases de minadores continuos

Una clase de minador continuo es el cepillo con dientes tipo cincel que efectúa cortes a lo largo de capas uniformes de gran longitud. El equipo trabaja con un transportador de cadenas blindado que penetra en el frente entre 5 a 10 cm permitiendo el avance.

Otro sistema de minador continuo es la rozadora de tambor giratorio con dientes a su alrededor que cortan paredes largas similares a los cepillos.

Un tercer sistema son los minadores de ataque total en el frente (TBM), con cabeza de corte de grandes dimensiones con sistema de empuje de cilindros paralelos al eje. Permiten secciones de 1.5 a 12.0 m de diámetro. Son equipos de gran peso entre 42 a 1450 ton.

El cuarto desarrollo de minador continuo es el equipo de ataque puntual conocido como Roadheader (RD) que corta por empuje y rotación con brazo versátil y cabeza de corte montada en la punta del brazo. Debido a la gran movilidad del brazo las secciones de las labores pueden variar en ancho y alto desde 1.0 x 2.3 m hasta 6.0 x 8.9 m.

3.3.3. Elección del equipo

El Roadheader es el equipo adecuado para labores de explotación metálica. Su desarrollo se inició a fines de la década de 1960 y principios de los 70. Inicialmente se caracterizó por su bajo peso y bajo rendimiento pero a mediados de 1970 cambiaron en peso y potencia desde 40 ton y 150 Hp hasta 120 ton y 620 Hp.

Una limitante de estos equipos es la capacidad de corte confinado a rocas de baja dureza y baja resistencia a la compresión. Últimamente, los Roadheaders han mejorado y pueden trabajar en rocas con resistencias de hasta 22,000 psi.

Otra mejora es el sistema de inyectores de agua a alta presión hasta 10,000 psi que permite controlar la emisión de polvo en el frente.

Las continuas mejoras introducidas en estos equipos permiten tener las siguientes ventajas: bajo requerimiento de energía específica, mínimo consumo de picas o dientes, incremento de la capacidad de corte, reducción en la vibración del equipo originada por elevadas cargas momentáneas, reducción de 50% en la generación de polvo y eliminación de chispas por fricción.

Ejemplo de aplicación de estos equipos son las máquinas Dosco Mark IIB que operan en la mina de cobre porfirítico San Manuel al norte de la ciudad de Tucson en Arizona USA (Engineering and Mining Journal, 1985). La resistencia a la compresión de estas formaciones alcanzan los 30,000 psi., típico en estos tipos de yacimientos.

Consumos de gran importancia son los picks o dientes y energía/m³ de roca sólida excavada. Las características de algunos modelos de Roadheaders de tres fabricantes se da en la siguiente tabla.

Los factores que deben tomarse en cuenta al elegir un equipo de minado continuo para explotación minera:

- Resistencia a la compresión de la roca. El límite superior es 40,000 psi en roca silíceas.
- Mineral homogéneo y relativamente suave. Para obtener un rimado continuo la roca debe ser de dureza media.
- Ancho mínimo de rimado es de 3.5 m. Potencias menores generan dilución.
- Roca encajonante. El equipo permite control de la sección de minado no siendo necesarias cajas consistentes.
- Contornos regulares. El yacimiento debe tener rumbo uniforme sin ramificaciones en la roca encajonante para evitar pérdidas de mineral.

Modelo	Ancho x alto m ²	Peso TM	Tipo cabz. (1)	Cabeza de corte			Tipo Brazo (2)	Sistema carga (3)	Sistema evac. (4)	Potencia
				Poten. Kw	Díam. m	Veloc. rpm				
1. Eickhooff										
ET -160L	36	66	M	160			R	AB	T	465
ET -160/ 250	36	70	R	250			R	AB	T	465
ET -160/ 300	45	80	R	300			R	AB	T	478
2. Dosco										
TB -3000	6.0 -8.9	125	M	250			R	D	T	
MK -II A	4.1 -5.8	23.4	M	67	0.41		R	E	S	150
MK -II B	4.3 -5.8	7.9	M	82			R	A	T	
3. Paurat										
E -169	2.8 -5.6	44	M	100	1.3	41	R	A	T	185
E -134	4.5 -7.2	75	M	230	1.1	21 -41	R	B	T	353
E - 200	4.8 -7.6	110	M	300	1.6	18 -36	R	B	T	462
Leyenda:										
(1) Cabeza Corte (2) Brazo (3) Sistema Carga (4) Sistema evacuación C = Brazo oscilante										
R = Escarificar A = Articulado A = Pinza oscilante D = Discos estrella T = Transporte cadenas										
M = moler R = Pluma. Orient. B = transportador E = T ransp. Racletas S = faja transportadora										

- f. Buzamiento. De preferencia superiores a 50° para evitar pérdidas de mineral en las cajas.
- g. Uniformidad de valores minerales. No es de gran importancia porque el sistema permite escogido de mineral en el tajeo mediante observación directa y muestreo continuo del frente de avance.

El preminado o la preparación del área a explotar. Los desarrollos siguen el rumbo de los mantos con sección de 4.5 x 4.5 m que es la dimensión de diseño del equipo de minado. Las labores consisten en corridas de rampas, galerías y cruceros.

Las labores de preparación consisten de accesos, chimeneas de servicio, echaderos y tolvas. Las chimeneas y echaderos se construyen con el perforador continuo de chimeneas (RB) a un diámetro mínimo de 1.50 m.

Las rampas igual que en el método de cámaras y pilares, permitirán la construcción de los accesos a los tajeos. Pendiente máxima 25% . Sección de las rampas de acceso a los niveles: 4.5 m x 4.0 m. Gradiente de rampa 15 %.

3.3.4. Infraestructura requerida

La infraestructura necesaria se refiere a los servicios de energía eléctrica, mantenimiento y reparaciones y personal.

La energía eléctrica requiere:

- Circuito alimentador de 2.3 kv. Será traído desde una subestación BB a la subestación CC por un cable tripolar de 5 kv, 3 x 70 mm². El cable se instalará en paredes y techo de las galerías de la mina.
- Subestación CC-1 2.3/1.0 kv. Se ubica en el nivel 1709 desde donde bajará el cable alimentador de 1 kv hasta el nivel 1592.
- Tablero de maniobra de 1 kv. Estará instalado entre la subestación CC-1 y el equipo Roadheader (Figura N.º 10).

El trazado de labores aplicado al sistema de minado continuo sigue los siguientes pasos:

- Encuadrillado del área de minado con cámaras y cruceros.
- Cortes transversales E-W (cruceros) en los tajeos espaciados 14.4 m entre ejes.
- Cuadrillado del área con cámaras N-S debido a que las estructuras no son uniformes. Este espaciamiento es igual que para los cruceros con el objeto de generar pilares de base cuadrada.
- Chimeneas para echaderos y servicios ubicadas en la caja piso y en el centro del área para mayor seguridad.

3.3.5. Ventajas y desventajas

El sistema de minado continuo con Roadheader ofrece las siguientes ventajas:

- Bajo costo unitario de minado.
- Alta productividad.
- Eliminación de la perforación y voladura.

- Dilución controlada.
- Mejor seguridad por mayor estabilidad del macizo rocoso ya que no se perfora ni dispara.
- Menor requerimiento de sostenimiento de labores que en el método de cámaras y pilares.
- Gran mecanización del minado y tiempo normal de preparación.

Las desventajas del sistema son los siguientes:

- Alta inversión.
- No existe experiencia de operación en la minería metálica nacional con este sistema de minado.
- Falta de personal entrenado.

IV. FACTIBILIDAD TÉCNICO-ECONÓMICA DEL SISTEMA DE MINADO CONTINUO

La aplicación del minado continuo requiere un minucioso trabajo geológico estructural para evitar la omisión de estructuras del yacimiento por lo que el planeamiento de minado es importante. El resumen es el siguiente:

- Creación de un banco de datos de geología actualizado y depurado.
- Preparación de planos geológicos para el área a explotar (Área 6-IV) a cotas cada 4.0 metros de varios niveles (1592, 1620 y 1652), así como de las secciones transversales.
- Establecimiento de potencias y ubicación de cajas de los mantos en el área de trabajo.
- Preparación de planos de muestreo a las cotas dadas mostrando potencia y ley de cada estructura.
- Interpretación geológica de los planos de muestreo y de estructuras.
- Ubicación del volumen a extraer en mineral y desmonte para varias alternativas.
- Preparación de curvas isovalóricas del área a extraer.
- Estudio estructural del área de minado.

4.1. Parámetros de diseño

Las variables de diseño consideradas en el sistema de minado son: tonelaje y ley minables, condiciones de operación, características físicas de los mantos, dimensiones operativas de minado y área de explotación.

4.1.1 Tonelaje y ley

Reserva minable inmediata: 2'000,000 tms

Extracción anual: 864,000 tms

Extracción diaria: 2,400 tms, Ley de cabeza: 12.00% Zn

4.1.2 Condiciones de operación

Días trabajados/año: 300

Días trabajados/mes: 25, Turnos/día: 2. Turnos de acarreo/día: 3

Minutos de operación efectiva/hora: 50

4.1.3. Características de los mantos

Densidad mineral *in situ* (tons/m³): 3.00, Densidad del mineral roto (tons/m³): 1.80

Espojamiento (%): 40, Contenido de humedad (%): 3, Buzamiento promedio: 30° W, Rumbo

Promedio: N - S, Potencia media (metros): 11.7, Estado de la roca encajonante: regular.

Características adicionales: roca incompetente, fracturada, suave. Distribución de valores: regular.

4.1.4. Dimensiones de la sección de operación

Se refiere a las dimensiones del equipo como sigue:

Ancho: 4.15 – 6.60 m, Largo: 12.28 m, Alto: 2.305 m. (Ver Figura N.º 8).

La sección de rimado (ancho x alto), va desde 4.50 x 2.60 m (mínimo), hasta 7.20 x 4.80 m (máximo).

En el método de cámaras y pilares la sección va de 4.50 x 4.00 m a 7.20 x 4.00 m.

4.2. Condiciones geomecánicas del área de excavación

Las condiciones geomecánicas determinan la factibilidad de operación del equipo Roadheader en el yacimiento para lo cual se efectuaron las siguientes pruebas:

4.2.1. Pruebas geomecánicas

- Determinación de las propiedades físicas y mecánicas de la roca.
- Determinación de las características geotécnicas del yacimiento.
- Determinación de las propiedades estructurales del macizo rocoso.

4.2.1.1. Propiedades físicas y mecánicas de la roca

Se obtuvo en cuatro muestras del área de minado y analizadas en el laboratorio. Se ensayó peso específico, porosidad, tracción indirecta, compresión uniaxial, corte directo y propiedades elásticas. Los resultados se dan a continuación

Resumen de propiedades físicas y mecánicas de la roca:

Muestra	Pe	Po	T	C	Ex 10 ³	V
1	2.81	1.558	88	1386	886	0.29
2	2.89	1.667	48	1240	500	0.33
3	2.97	1.272	52	1450	690	0.25
4(1)	3.23	1.594	20	1675	690	0.18
4A(2)	3.32	1.594	62	1069	417	0.16

Leyenda:

Pe = peso específico

Po = porosidad (%)

T = Resistencia a la tracción (kg/cm²)

C = Resistencia a la compresión uniaxial (kg/cm²)

E = Módulo de elasticidad (kg/cm²)

X = Relación de poisson

(1) y (2) Esfuerzos paralelo y perpendicular a los planos de estratificación respectivamente

4.3. Planeamiento de minado

El plan de minado toma en cuenta los siguientes detalles:

- El minador continuo elegido rinde su máxima eficiencia en excavación de galerías con una dirección definida por no poseer articulación en su chasis.
- La explotación se iniciará en la elevación 1600 y sigue hasta la 1652 dejando un pilar de 8 m.
- Los cortes en los tajeos serán longitudinales y de tipo encuadrillado tomando en cuenta la ubicación y potencia de los mantos mineralizados.
- La explotación avanzará de la caja piso a la caja techo del yacimiento por seguridad en el tajeado.

4.3.1. Excavación (Ver Figuras N.º 5, 6 y 7)

El método de excavación es corte y relleno ascendente con equipo Roadheader de minado continuo y usará un cuadrillado por la continuidad del yacimiento. El minado se inicia en el crucero 710 y se harán 2 cortes a las cámaras y cruceros entre las cotas 1600 y 1608.

Al final de cada corte se procederá al relleno hasta una altura tal que este sirva de piso para el siguiente corte.

El corte que sigue es en la cota 1612 y se inicia en los accesos de la rampa 725. Se harán 3 cortes al área: En rampa descendente, a nivel del acceso y en rampa ascendente.

Se continúa los cortes al crucero y tajeos siguiendo el ciclo de minado.

Labores requeridas: Echadero 3 del nivel 1592 al 1570 con inicio en la galería 650 N y pie en el *by pass* 940 Nivel 1570. Crucero 710 E para comunicar al echadero 3 una distancia de 50 m. Accesos 1, 2 y 3 desde la rampa 725 en las elevaciones 1612, 1624 y 1636.

4.3.2. Ciclo de acarreo

Comprende las operaciones unitarias de rimado carguío, extracción y relleno.

El rimado se efectúa con la cabeza giratoria accionado por un motor eléctrico de 2 velocidades, enfriados por agua, potencia instalada 230 kv (308 hp). La cabeza rimadora consta de núcleos de acero de alta resistencia a la tensión y está rodeada por un espiral armado que sostiene un arreglo de cajas con puntas o dientes. (Ver Figura N.º 9).

En operación el equipo se posiciona en el centro de la galería sobre sus orugas. La cabeza rotatoria de rimado tiene un empuje axial de 25 ton y un empuje radial de 10 ton. Con el objeto de alargar la vida de los accesorios y

herramientas, la más alta velocidad de rimado (41.3 rpm), se usa en rocas suaves y la mínima (20.65 rpm) en rocas duras y abrasivas.

El rimado es en rampa con altura de 4.0 m, anchura de 4.50 m y gradiente de 20% y horizontalmente en crucero principal de 7.20 x 4.80 m, cámaras y cruceros secundarios de 4.50 x 4.00 m.

La capacidad de rimado es de 20 m³/hora y se usa en minerales de dureza media a dura como las calizas. En roca suave la capacidad de rimado se incrementa hasta 60 m³/hora.

Las aletas regulables hidráulicamente ocupan el ancho total de la sección de operación con un alcance mínimo de 4.50 x 2.60 m (ancho x alto) y máximo 7.20 x 4.80 m.

La limpieza o carguío lo ejecuta el propio equipo recogiendo el material del frente mediante los espirales de la cabeza y llevándolos al punto de carguío delantero que es mantenido en el ancho de la galería por una extensión apropiada de las aletas formando una rampa en el frente del equipo dentro del cual están instaladas dos cadenas equipadas con fajas las que son levantadas y bajadas hidráulicamente. Las fajas mueven los escombros hacia el centro del apron y de allí hacia el chasis en el fondo del equipo por medio de dos motores de 30 kv. Este arreglo ayuda a mantener el balance dinámico del equipo.

Las especificaciones técnicas del equipo son las siguientes:

Velocidad mínima de rimado: 25 m³/hora. Tiempo máximo de operación; 7.5 horas. Volumen de material a mover/guardia (25 x 7.5) = 187.5 m³. Eficiencia de rimado: 80%. Capacidad de rimado: 25 x 0.8 = 20 m³/h.

4.3.2. Cálculo de unidades de acarreo

El equipo permite dos alternativas de carguío: a) Carguío directo y b) carguío por acumulación en el frente.

a) Carguío directo

La evacuación continua del frente requiere dos volquetes de 6.7 m³ de capacidad de acuerdo al siguiente cálculo:

Capacidad volquete: 6.7 m³. Distancia de acarreo: 400 m.

Velocidad de viaje ida y vuelta: 4.8 km/hora = 80 m/min. Tiempo ida y vuelta: 10 minutos. Tiempo de carguío al volquete: $6.7 \times 60/20 = 20.10$ min. Tiempo imprevisto: 0.5 min.

Ciclo total del transportador (min.): 10.0 + 20.1 + 0.5 = 30.6; Viajes/hora: $60/30.6 = 2$

Volumen acarreado (m³/hora): $6.7 \times 2 = 13.4$

N.º de camiones requeridos: $20/13.4 = 1.49 \approx 2$

b) Carguío por acumulación en el frente

En este caso se requiere un camión transportador de 6.7 m³ de capacidad en razón de que el rimado puede continuar con el carguío por medio de las fajas retenidas. Se prevé una facilidad de apilamiento en las demoras de acarreo y una vez que el camión se estaciona, el sistema de fajas puede vaciar el material en el apron.

4.3.4 Relleno

Para la producción mínima del equipo de 20 m³/hora se requerirá 150 m³/guardia o 300 m³/día de relleno para cubrir el espacio abierto de los cortes en el tajo.

Relleno/día requeridos: $300 \text{ m}^3 \times 1.70 \text{ tms/m}^3 = 510 \text{ tms}$.

Del análisis del relleno: Sostenimiento requerido con relleno: 37.0 tms/hora.

Horas requeridas de relleno/día: $510/37 = 13.78 \approx 14$.

La operación continua requiere tener dos alas: Este y Oeste tal que cuando una de las alas está en relleno la otra estará en rimado.

El relleno de los cortes es total para que el siguiente corte sea de igual sección que el anterior y en la misma ubicación para mantener los pilares uniformes.

Se usará dos tipos de relleno. Relleno hidráulico a través de tuberías y relleno mecánico con el desmonte generado en los cortes que se acumularán en cámaras para su traslado por los *scoops* a los tajeos en relleno.

4.4. Selección del equipo

Para el minado en tajeos subterráneos se analizó cinco tipos de equipos de excavación continua: Roadheader (RH), Full face boring (TBM), rozadora (S), minador continuo (CM) y cepillo (C).

El RH es un equipo de ataque puntual aplicable a desarrollos y explotación subterránea.

El TBM es un equipo de ataque total en el frente de avance, generalmente empleado en tunelería.

La Rozadora (R) es un equipo de ataque frontal empleado frecuentemente en la extracción del carbón.

El CM tiene ataque puntual típicamente aplicado a carbón.

El cepillo (C) se caracteriza por su ataque frontal empleado en la extracción de carbón.

Los requerimientos considerados para la elección del equipo son los siguientes:

Corte de tipo puntual flexible, presión de corte mínimo 20,000 libras/pulg², Sección de operación variable típico de un tajeo subterráneo. Construcción robusta para soportar vibraciones y la reacción de la presión de corte.

El equipo que cumple con estos requerimientos es el tipo roadheader.

4.4.1. Marcas y modelos de roadheaders

En el mercado de equipos roadheader de minado continuo se tienen varios fabricantes cada uno con modelos diferentes. La mayor parte de ellos fabrican a pedido para lo cual requieren planes de minado confiables. Se tomó en cuenta las siguientes características:

1. Alta capacidad de corte aplicables a terreno de dureza media con esfuerzos compresivos superiores a 20,000 libras/pulg².

2. Buena productividad y que se usen en la minería metálica.
3. Que tengan sistemas de inyección de agua y de extracción de polvo probados.
4. Que tengan base estable y peso.

En el cálculo del equipo debe tomarse en cuenta la energía específica del equipo (Schlitt W.J., 1992). El avance del equipo está relacionado a esta energía que al combinarla con la potencia instalada y la eficiencia mecánica se tiene el avance según la expresión: $\text{Avance} = \text{HP} \times \text{Eff.} / (\text{Energía esp.})$.

Tomando en cuenta lo anterior se consideró las siguientes marcas y modelos:

Eimco TM-60, (Eimco Mining Machinery, 2010) Paurat E-134, y Dosco TB-3000

4.4.2. Inversión y costo de operación

De acuerdo con la información recibida de los fabricantes, se tiene las siguientes estimaciones:

Inversión			
Equipo	Eimco TM - 60	Paurat E-134	Dosco TB-3000
Invers.CIF + tra. al sitio (US \$) x 10 ⁶	5.5704	2.897	3.480
Depreciac. anual (US \$)	72,000	72,000	72,000
Periodo consid.(años)	10	10	10
Depreciación (horas)	557,040	289,750	348,020
Costo de operación (US\$/Año) x 10 ³			
Picas	1,190	1,357	1,280
Partes y componentes	555	292	345
Servicios	106	- - -	125
Acarreo	211	169	189
Labor	114	114	114
Energía	128	107	121
Relleno	633	633	633
Costo anual de oper. (US \$)	2,937	2,772	2,807
Costo inversión + oper. (US \$/año) x 10 ⁶	3.494 04	2.96175	3.15502
Producción anual			
Material minado (m ³ /hora)	25	25	25
Material minado (tons/hr)	67	67	67
Horas de operación anual	7,200	7,200	7,200
Costo unitario (US \$/ton)	482,400	482,400	482,400
Número de equipos requer.	2.23	2.23	2.23
Producción anual (tons)	7.243	6.140	6.540

Producción anual:

Equipo	Eimco	Paurat	Dosco
Material minado (m ³ /hora)	25	25	25
Material minado (tons/hora)	67	67	67
Horas de operación anual	7,200	7,200	7,200
Producción anual (tons)	482,400	482,400	482,400
Número de equipos requeridos	2.23	2.23	2.23
Costo unitario (US\$/ton)	7.243	6.140	6.540

4.4.3. Inversión en desarrollo y preparación (US\$/año)

Equipo	Eimco	Paurat	Dosco
Costo unitario (US\$/ton)	270	210	240
Desarrollo y preparación (m)	2,800	2,800	2,800
Costo anual (US\$/ton)	756,000	588,000	672,000
Producción anual requerida (tons x 10 ³)	482,400	482,400	482,400
Costo unitario (US\$/ton)	1,080	1,080	1,080
Costo unitario total (oper + D. y P. US\$/ton)	7,943	6,684	7,162
Costo total anual (US\$ x 10 ⁶)	8.57844	7.21920	7.73520

Inversión en equipos mina a 3600 tpd.

Equipo	Eimco TM-60		Paurat E-134		Dosco TB-3000	
	N.º	US\$	N.º	US\$	N.º	US\$
Roadheader	3	16'711,200	3	8'692,500	3	31'044,600
Scoop 3.5 yd ³	2	618,620	2	618,620	2	618,620
Volquete 6.0 m ³	3	1'073,750	3	1'073,750	3	1'073,750
Total (US \$)		18'403,570		10'384,870		12'132,970

4.5. Valor presente de costos de inversión y operación

Se considera para este cálculo lo siguiente: depreciación en 10 años para el minador continuo y 5 años para los equipos de bajo perfil que lo apoyan o se usan en el método de cámaras y pilares. El interés cargado es de 20% y los costos operativos son constantes en el periodo de análisis.

$\text{VPN (Eimco TM-60)} = 8'578,440 \times (P/A, 10 \text{ años}, 20\%) + 1'692,370 \times (P/F, 10 \text{ años}, 20\%) + 18'403570 = 8'578,440 \times 4.1925 + 1'692,370 \times 0.40188 + 18'403570 = 35'965,109 + 680,130 + 18'403,570 = \$ 55'048,808$

$\text{VPN (Eaurat E-134)} = 7'203720 \times (P/A, 10 \text{ años}, 20\%) + 1'692,370 \times (P/F, 10 \text{ años}, 20\%) + 10'383,865 = 7'203,720 \times 4.1925 + 1'692,370 \times 0.40188 + 10'383,865 = 30'201,595 + 680,130 + 10'383,865 = \$ 41'265,590$

VPN (Dosco TB-3000) = $7'735,200 \times (P/A, 10 \text{ años } 20\%) + 1'692,370 \times (P/F, 10 \text{ años, } 20\%) + 12'132,970 = 7'735,200 \times 4.1925 + 1'692,370 \times 0.40188 + 12'132,970 = 32'429,825 + 680,130 + 12'132,970 = \$ 45'242,925$

Por lo tanto se elige el equipo Paurat por su menor valor presente del costo. (Ver Figura N.º 9).

4.6. Productividad y rendimiento

Considerando las pruebas hechas por el fabricante y los resultados de ensayos con el tipo de roca en la mina, se usan los siguientes rendimientos:

Consumo medio de picas: $0.18/m^3$, Consumo de energía: $10.0 \text{ kwh}/m^3$, Productividad ($m^3/hora$): 25.

4.7. Servicios auxiliares

Los equipos de minado continuo requieren principalmente los servicios de energía eléctrica y ventilación.

Los requerimientos de energía del equipo Paurat son estos: tensión de operación 1000 v, 3, frecuencia 60 Hz, potencia total instalada: 353 kv repartido en: Motor de corte 230 kv, sistema hidráulico 63 kv y cadenas transportadoras 2x30 kv. El sistema eléctrico comprende una distribución primaria de energía en la mina del orden de 4.4 kv y el suministro a los equipos roadheaders que se efectuará desde una subestación CC reductora 2.3/1.0 kv. (Figura N.º 10).

El roadheader por ser eléctrico no requiere ventilación auxiliar. La ventilación se necesita para disipar la generación de polvo en la cabeza de corte en el frente de minado. Se estima que el volumen de aire requerido es de 15,000 cfm para reducir el polvo hasta en 50%, según especificaciones del fabricante.

4.8. Personal

De acuerdo a los cálculos para un nivel de producción de mina de 3600 tmd el personal requerido en dos turnos, para el sistema de cámaras y pilares es de 276 a razón de 138 personas por guardia y el sistema de minado continuo

requiere 156 trabajadores o 78 por turno que representa una reducción de 43% en requerimiento del personal para el sistema de minado continuo.

V. ANÁLISIS TÉCNICO - ECONÓMICO

5.1. Método de cámaras y pilares A 3600 TMD

Inversión en equipo y depreciación en 5 años.

Equipo	Año 0	US\$	Año 5	US\$
Jumbo 2B en explot	2	49,710		2'374,280
Jumbo 1B en preparac.ydes.	2	293,850		
Scoop 6 yd ³ explot.	2	1'037,160	5	2'381,900
Scoop 3.5 yd ³ rampa y desarrollo	5	1'544,030		
Camión 6 m ³ en explot.	1	357,920	4	1'431,660
Total Inversión (US\$)		2'344,790		8'197,690

El costo operativo comprende: perforación, voladura, carguío, transporte y relleno dado en el numeral 3.2.4., con un total cargable al método de $US\$/9.326/tms.$, sin incluir servicios auxiliares y acarreo.

Inversión en desarrollo y preparación (costo anual):

Avance (metros/año): 2,800

Costo unitario (US\$/m): 325

Inversión en desarrollo y preparación (US\$/año): $2,800 \times 325 = 910,000$

Costo de desarrollo y preparación US\$/tms: 2.405

Total costo de explotación (US\$/tms): 15.723

Producción anual (tms): 1'080,000

Costo de operación (US\$/año) $9.326 \times 1'080,000 = 10'072,080$.

Costo de inversión y reposición. Método de cámaras y pilares a 3600 TMD.

EQUIPO	AÑO						
	1	2	3	4	5	6	7
Reposición de equipo	3'165,000	3'165,000	3'165,000	3'165,000	3'165,000	3'165,000	3'165,000
Desarrollo y preparac.	910,000	910,000	910,000	910,000	910,000	910,000	910,000
Equipos de mina	2'344,790						
Chancado primario	525,000						
Tolva de finos		770,000					
Molinos 4 y 5	1'023,000	500,000					
Flotación	405,000						
Espesado y filtrado	439,000	243,000					
Servicios mina	570,000	1'646,000					
Servicios generales	106,000	110,000					

5.2. Sistema de minado continuo a 3600 TMD

La inversión en equipo y depreciación en 5 y 10 años:

Equipo	Año 0	US\$	Año 5	US\$
Scoop 3.5 yd ³ (rell. mec.)	2	617,620		
Camión 6.0 yd ³ (explot.)	3	1'077,740		
Minador roadheader	3	8'692,500		
Total inversión (US\$)		8'692,500		1'695,360

Costo invers. roadheader paurat E-134 2'897,500 (US\$)
 Periodo de depreciación (horas): 72,000
 Depreciación (US \$/año): 289,750

5.2.1. Inversión en desarrollo y preparación (costo anual)

Avance (metros/año): 2,800
 Costo unitario (US \$/ml): 207
 Inversión en desarrollo y preparación (US \$/año): 2,800 x 207 = 579,600
 Productividad (US \$/ton):
 Capacidad de corte (m³/hora): 25
 Densidad *in situ* material (ton/m³): 2.68
 Capacidad de corte (ton/hora): 67
 Horas de operación/año: 7,200
 (24 h x 25 días x 12 meses)
 Producción anual (tons) (7,200 x 67): 482,400
 Productividad (US\$/ton): 6.13
 Producción anual (tms): 1'080,000
 Costo de producción (US\$/año): 6'624,720

Costo de inversión y reposición del proyecto. Método de minado continuo con roadheader.

EQUIPO	AÑO						
	1	2	3	4	5	6	7
Reposición de equipo	3'165,000	3'165,000	3'165,000	3'165,000	3'165,000	3'165,000	3'165,000
Desarrollo y preparac.	578,000	578,000	578,000	578,000	578,000	578,000	578,000
Equipos de mina	2'895,000	2'895,000	2'895,000			2'895,000	
Chancado primario	525,000						
Tolva de finos	770,000						
Molinos 4 y 5	1'023,000	500,000					
Flotación	405,000						
Espesado y filtrado	439,000	243,000					
Servicios mina	570,000	1'646,000					
Servicios generales	106,000	110,000					

5.3. Comparación de costos CÁMARAS Y PILARES (C. y P.) vs. MINADO CONTINUO (M.C.)

El costo operativo se presenta en forma siguiente:

Ítem	C y P	M.C.
Minado (US\$/tms)	9.33	6.12
Servicios (US\$/tms)	3.78	3.78
Acarreo (US\$/tms)	0.23	0.23
Producción (US\$/tms)	13.34	10.13
Desarrollo y preparación	2.41	1.27
Costo Total de produc.	15.75	11.40
Producción anual (tms)	1'080,00	1'080,00
Costo anual de produc.	17'010,000	12'312,000

La inversión en mina:

Ítem	C. y P.		M. C	
	Año 0	Año 5	Año 0	Año 5
Invers. Mina (US\$) x10 ³	2,344.79	8,197.69	8,692.5	1,691.36

5.4. Valor presente de costos de inversión y operación

Este cálculo considera depreciación en 10 años para el minador continuo y 5 años para los equipos de bajo perfil que apoyan a ambos métodos de minado. El interés cargado es de 20% y los costos operativos son constantes en el periodo de análisis (US\$).

VPN (cámaras y pilares) = 17'010,000 x (P/A, 10 a, 20%) + 8'197690 x (P/F, 5 a, 20%) + 2'344,790

$$(US\$) = 17'010,000 \times 4.1925 + 8'197,690 \times 0.40188 + 2'344,790 = 71'314,430 + 3'294,490 + 2'344,790 = \text{US\$ } 76'953,710$$

$$\text{VPN (minado continuo)} = 12'312,000 \times (P/A, 10 \text{ a, } 20\%) + 1'691,370 \times (P/F, 10 \text{ a, } 20\%) + 8'692,500$$

$$(US \$) = 12'312,000 \times 4.1925 + 1'691,370 \times 0.40188 + 8'692,500 = 51'618,060 + 679,730 + 8'692,500 = \text{US\$ } 60'990,290$$

Por lo tanto el sistema de minado continuo con roadheader tiene un costo de producción 21% inferior que el método de cámaras y pilares.

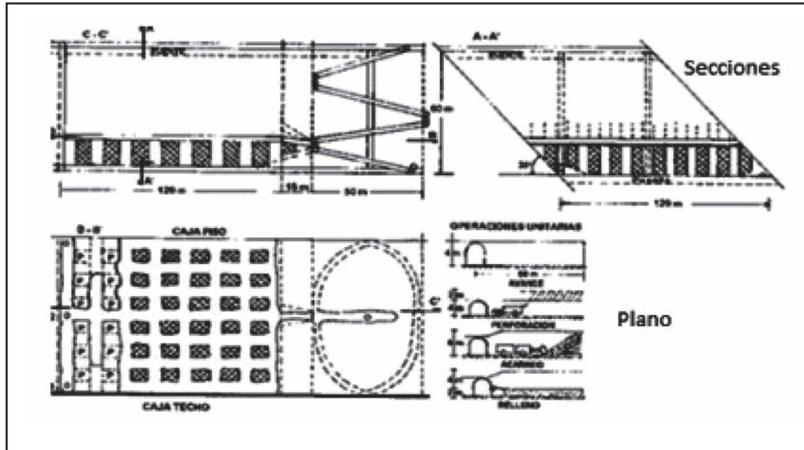


Figura N.º 1. Método de minado por cámaras y pilares. Arreglo general. Mina San Vicente.

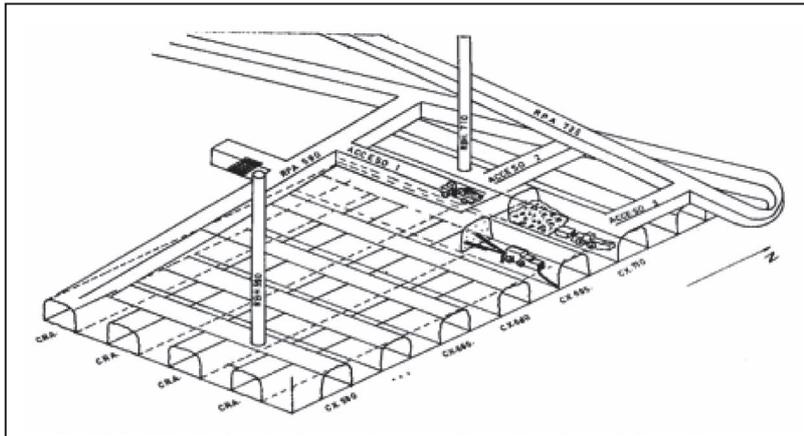


Figura N.º 2. Método de minado por cámaras y pilares. Arreglo en 3 dimensiones. Mina San Vicente.

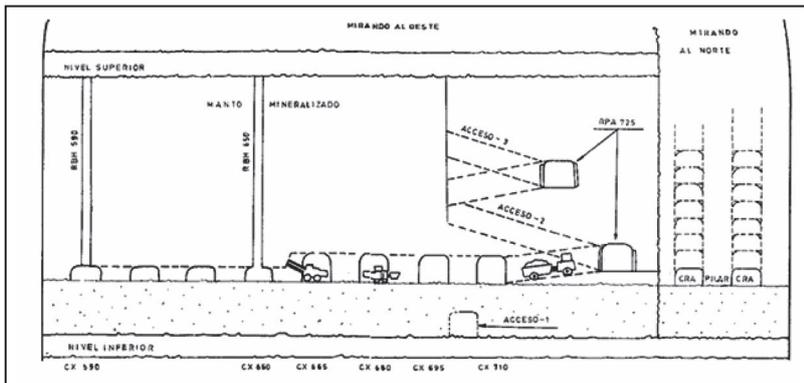
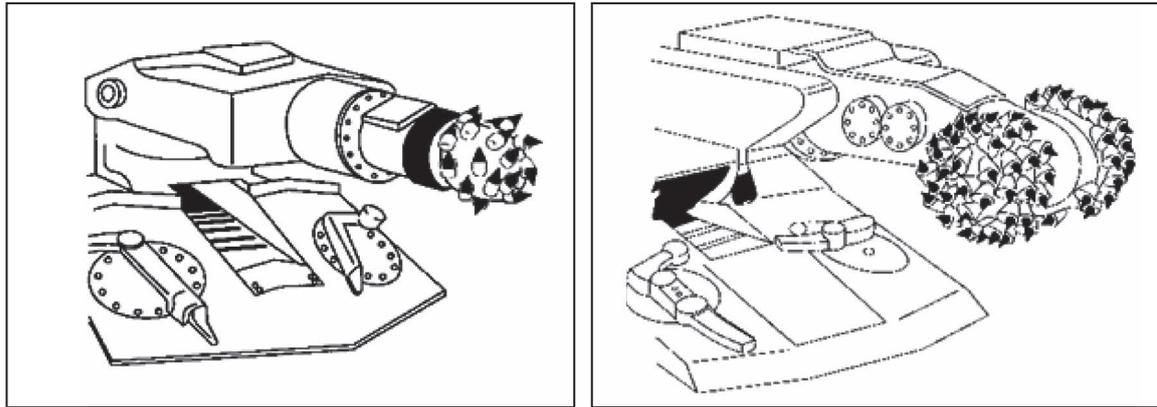


Figura N.º 3. Método de minado por cámaras y pilares con relleno ascendente. Mina San Vicente.



a) Roadheader con cabeza cortadora axial

b) Roadheader con cabeza cortadora transversal

Figura N.º 4. Tipos de cabezas cortadoras en roadheaders

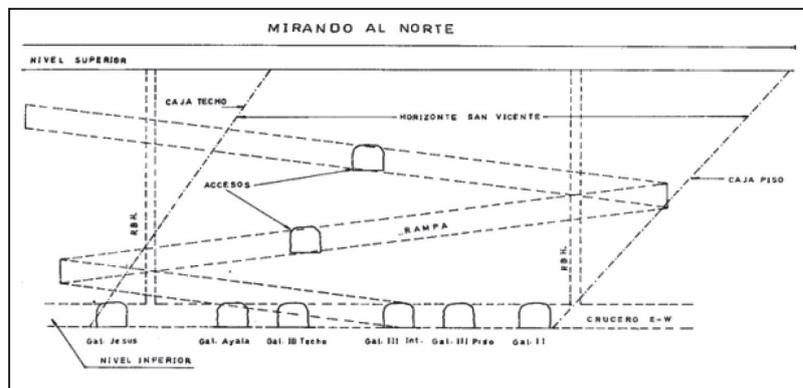


Figura N.º 5. Sistema de minado continuo con roadheader. Desarrollo y preparación. Mina San Vicente.

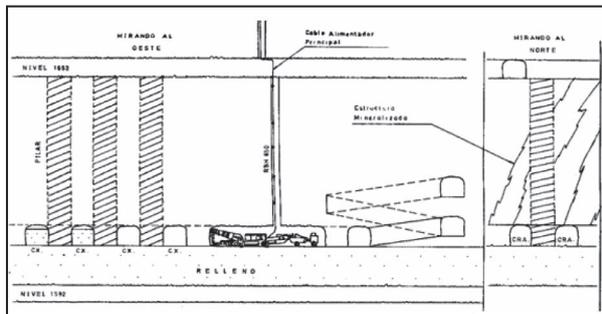


Figura N.º 6. Sistema de minado continuo con roadheader. Sección longitudinal de área de explotación. Mina San Vicente.

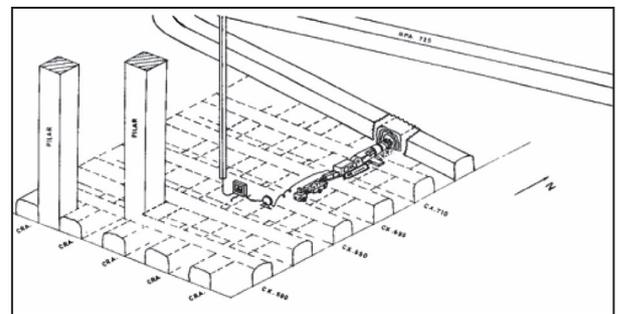


Figura N.º 7. Sistema de minado continuo con roadheader. Esquema general de explotación. Mina San Vicente.

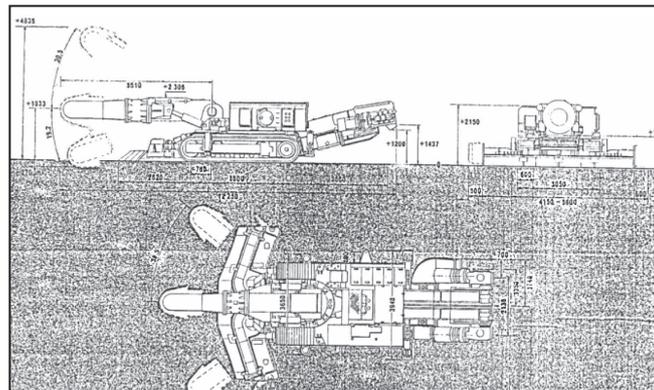


Figura N.º 8. Detalle técnico. Minador continuo Paurat E-134.

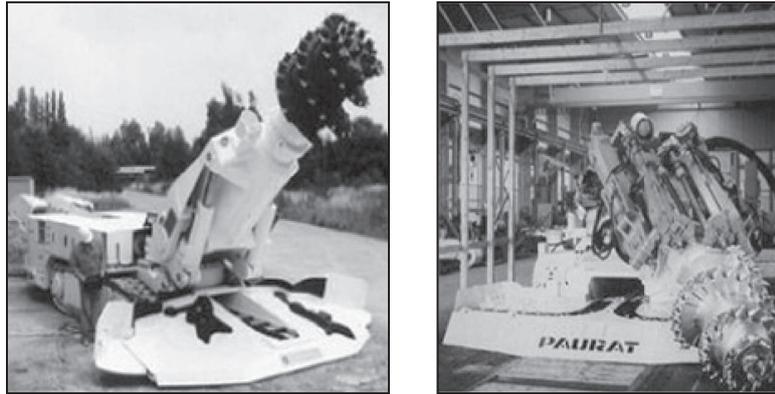


Figura N.º 9. Minador continuo Roadheader Paurat E-134.

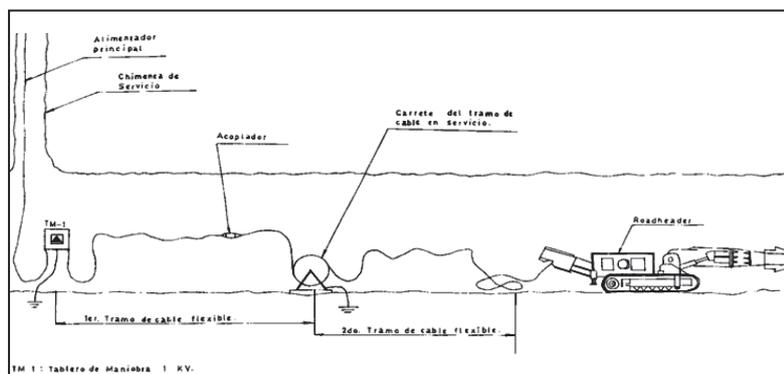


Figura N.º 10. Detalle de suministro eléctrico a equipo de minado continuo roadheader. Mina San Vicente.

VI. CONCLUSIONES

- La aplicación del minado continuo en un yacimiento metálico de las características de San Vicente es factible por presentarse en mantos potentes casi horizontales y de relativa continuidad.
- Adicionalmente el mineral es de dureza media, no excediendo los 22,000 psi.
- Se origina una reducción notable en los costos unitarios de minado.
- No se usará perforación y voladura en interior mina que además de reducir costos de minado evita la contaminación ambiental por gases, polvo y vibraciones e incrementa la estabilidad y seguridad de las labores mineras.
- Se incrementa la productividad de la mano de obra en el orden de 4 puntos (11.40 a 15.40 tons/h-gdia.)
- Hay menor requerimiento de personal de operación.
- Se prevé la eliminación de los desprendimientos de techo de las labores mineras a causa de la eliminación de las vibraciones. Estos desprendimientos constituyen una condición de riesgo permanente que producen accidentes en el personal y el equipo.
- Se logrará una explotación selectiva del yacimiento con leyes uniformes de mineral de acuerdo al requerimiento de planta.

- Se tendrá mejor rentabilidad del yacimiento (tasa interna de retorno más alta), aplicando el sistema de minado continuo en lugar del método por cámaras y pilares.
- Se mejorará las condiciones ambientales de trabajo en interior mina por disminución de los equipos Diesel y el control de la generación del polvo.
- Los equipos roadheaders son eficientes en labores rectas, los cambios en la dirección de corte requieren tiempo y originan baja productividad.

VII. BIBLIOGRAFÍA

1. Eimco Mining Machinery (2010). Specification and technical description of TM-60 hard rock cutting machine, pp. 2-13.
2. Engineering and Mining Journal, 1985, Roadheaders open new horizons at San Manuel, pp. 21-25.
3. Klukov Borisov S., M. and Gornovoi B. (1976). Labores mineras, pp. 25-30 Ediciones Mir., Moscú.
4. Rostami Jamal (2010). Mechanical rock breaking. SME Mining Engineering Handbook, 3rd edition, V I. Part 7, pp. 417-434. Editor, Darling Peter. Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc.
5. Schlitt W.J. Ch. (1992). Rapid excavation. SME Mining Engineering Handbook, 2nd edition Vol. II pp. 1891-1902. Hartman H.L. Senior Editor. Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc. Littleton, Colo. USA.