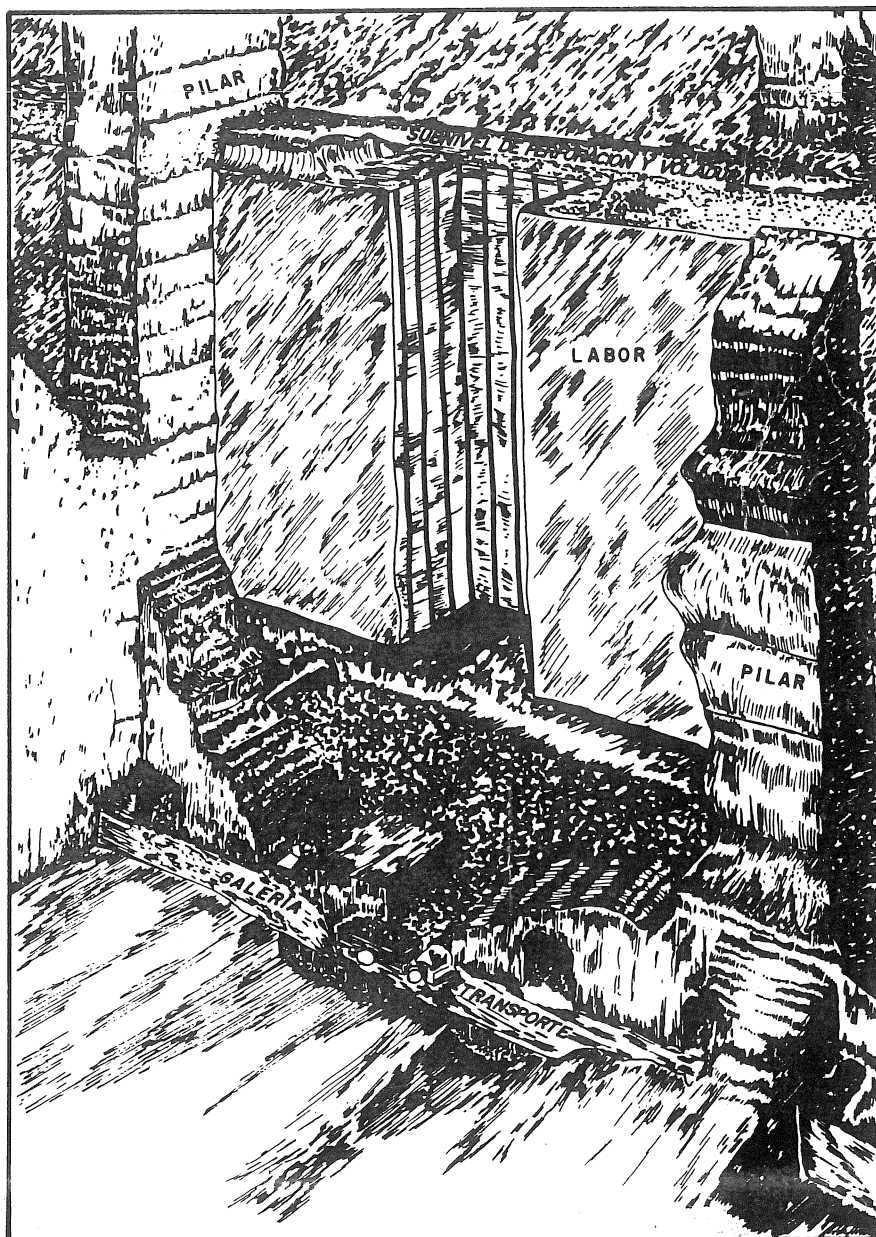


REPUBLICA DEL PERU
SECTOR ENERGIA Y MINAS
INSTITUTO GEOLOGICO, MINERO Y METALURGICO



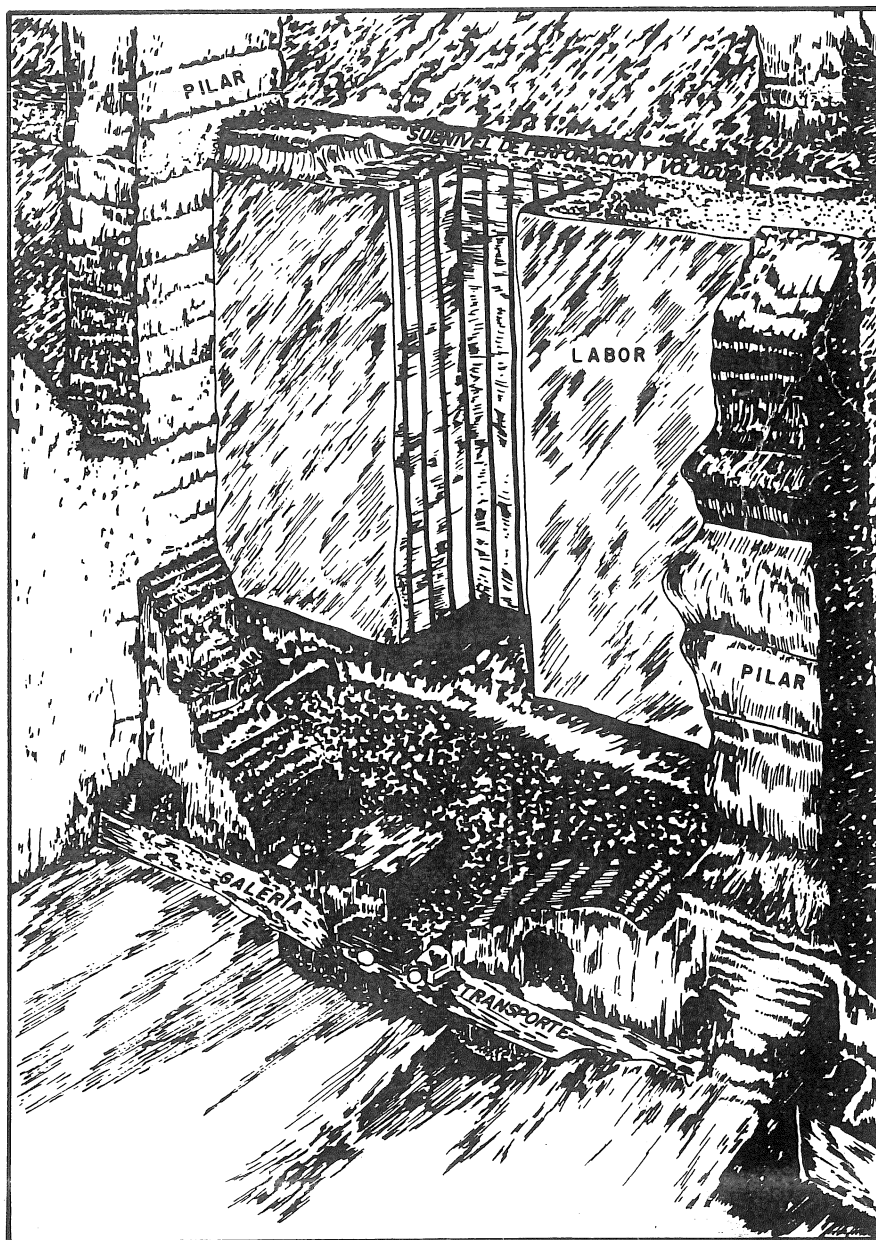
ANALISIS DEL ESTADO TECNOLÓGICO DE LOS METODOS DE
EXPLOTACION SUBTERRANEA APLICADOS EN LAS
MINAS DEL PERU



REPUBLICA DEL PERU
SECTOR ENERGIA Y MINAS
INSTITUTO GEOLOGICO, MINERO Y METALURGICO



ANALISIS DEL ESTADO TECNOLÓGICO DE LOS METODOS DE
EXPLOTACION SUBTERRANEA APLICADOS EN LAS
MINAS DEL PERU



AUTORES

- Ing. Dip. **Ladislau Franz Nemeth**
Ingeniero de Minas, Experto Integrado del
Comite Intergubernamental para las
Migraciones, República de Alemania.
- Ing. **Manuel Palma Oquendo**
Ingeniero de Minas, **INGEMMET**
Experto en Sistemas y Proyectos Mineros.
- Ing. **Alejandro Ladera Mucha**
Ingeniero de Minas - **INGEMMET**
Experto en Métodos de Explotación en Minas.
- Ing. **José Tomas Rivero**
Ingeniero de Minas, **INGEMMET**
Experto en Métodos de Explotación en Minas.

Asistido Por:

Ing. Urbano Macazana V.
Director de Investigaciones Mineras
INGEMMET

Ing. David Cordova Rojas
Director de Tecnología Minera.
INGEMMET

PRESENTACION

Esta publicación es el resultado de un proyecto de investigación ejecutada en la Dirección General de Investigación y Tecnología Minera del **INGEMMET**, finalizada en 1989 financiado por el diferencial de fondos KFW (Kredit Fur Wiederaufbau-Crédito para la Reconstrucción del Gobierno Aleman) y Cooperación Técnica Internacional de la Organización Intergubernamental para las Migraciones (OIM).

Esta obra reviste importancia por ser la primera vez en que se aborda de una manera detallada tanto a nivel de cada mina como a nivel general los aspectos tecnológicos relevantes de los métodos de explotación subterráneo de las minas del Perú. El desarrollo del proyecto implicó la ejecución de trabajos de campo, acopio de información de diferentes fuentes, la implementación de sistemas computarizados para el cálculo de costos operativos y otros trabajos propio de gabinete.

La publicación de este trabajo es una contribución del **INGEMMET**, a la industria minera y tiene caracter utilitario práctico como manual de consulta técnico - científico para los profesionales vinculados a la actividad productiva, a labores académicas y de capacitación a la actividad minera contribuyendo así al desarrollo de la economía nacional, objetivo de excepcional significación para el Perú, ingente de un potencial de recursos, de interés para las inversiones nacionales e internacionales.

Por otro lado este manual presenta los problemas tecnológicos de la explotación de minas a partir de los cuales se podrian formular estudios de investigación y desarrollo con la participación del **INGEMMET** y las empresas mineras.

El estudio "Análisis del Estado Tecnológico de los Métodos de explotación Subterránea Aplicados en las minas del Perú", aparte de su mérito como aporte intelectual, debe convertirse en un trabajo de promoción y desarrollo, el mismo que se actualizará cada 5 años, complementandose con otros estudios que estan en ejecución tales como "Análisis del Estado Tecnológico de labores de Exploración y Desarrollo Subterráneo", "Generación de Modelos Matemáticos para la selección de Métodos de Explotación" y "Análisis de la Explotación de Minas a Cielo Abierto" a fin de disponer de documentación técnica actualizada sobre la situación y avance tecnológico de la explotación de minas en el Perú.

Ing. Rafael Del Agulla Del Aguila
DIRECTOR EJECUTIVO

Ing. Juana Rosa del Castillo Valdivia
PRESIDENTE DEL CONSEJO
DIRECTIVO

PROLOGO

Al prologar un documento, informe o libro interesante, se corre el mismo riesgo que al prologar una novela policial; terminar, por el entusiasmo derivado de su lectura, diciendo por adelantado el desenlace de la novela. Esta misma situación se presenta al comentar este importante e interesante trabajo de: "Análisis del Estado Tecnológico de los Métodos de Explotación Subterránea Aplicados en las Minas del Perú".

Tratando de evitar el riesgo advertido, vemos en primer lugar que el **INGEMMET** (Instituto Geológico Minero y Metalúrgico) nos entrega después de mucho tiempo, en el campo de la explotación minera peruana, un trabajo que por su seriedad y rigor técnico, nos recuerda a los importantes boletines del "Cuerpo de Ingenieros de Minas" que es el antepasado histórico del **INGEMMET** y podemos decir sin temor a equivocarnos que también mantiene el histórico alto nivel tecnológico que en su época tuvieron dichos boletines.

Estas expresiones se derivan de la revisión del contenido de esta obra, que cumple varias funciones importantes en el análisis de las operaciones mineras en el Perú.

De un lado, al recabar información directa de los centros de operación, es una base de datos reales importantes y accesibles para los interesados en el tema, sean estos Mineros, Ingenieros Industriales, Economistas o Estudiosos de otras disciplinas afines a la minería.

Se usa una adecuada metodología, no sólo en la forma de definir las operaciones unitarias, sino también al establecer las fórmulas que permiten calcular los parámetros de costos y rendimientos en términos que resulten comparables entre las minas que han sido materia de análisis, así como en términos usualmente aceptados a nivel internacional (Sistema Internacional S.I.); al mismo tiempo se aprovecha este análisis para recordar a los que lo han olvidado o enseñar a los que no saben, cuales son los factores que intervienen en el análisis de la aplicación de los diferentes métodos de explotación.

La combinación de las características antes descritas, enriquecidas con la información detallada de cada mina analizada, por diagramas y esquemas que ilustren los métodos de explotación usados, hacen que este documento además de ser un banco de información, de por sí ya muy valioso, se convierte en un excelente manual para orientar a los mineros peruanos en el análisis de sus operaciones.

Por último, el análisis hace una documentada constatación del retraso de la exploración y el desarrollo de nuestras reservas minerales que contrastan con su importante potencial, este retraso no tiene por causa de un error tecnológico en el manejo de las operaciones mineras, sino que es la consecuencia del maltrato al que ha estado sometida la minería durante la última década y en forma gravemente agudizada en el último quinquenio, al habersele sustraído ingentes recursos económicos, para ser transferidos al Estado y a otros sectores de la economía nacional, dejándola sin los recursos necesarios para el desarrollo de sus reservas y para la realización de las exploraciones que son la única garantía de la continuidad de operaciones, como tan fundadamente lo demuestra este documento.

Esperamos que con la divulgación de trabajos tan profundos y serios como el presente nuestra minería enfrente con mejores herramientas de análisis un futuro más promisor

ANALISIS DEL ESTADO TECNOLÓGICO DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA APLICADOS EN LAS MINAS DEL PERU

1983-1989

CONTENIDO

CAPITULO I INTRODUCCION

CAPITULO II PRESENTACION DE LA INFORMACION BASICA

1. Fuentes de información
2. Cuadro sintético de Datos Básicos

CAPITULO III DESCRIPCION Y DEFINICION DE LOS FACTORES CARACTERISTICOS DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACION Y SUS PARAMETROS CORRESPONDIENTES

1. Características del Yacimiento
 - 1.1. Geología del Yacimiento
 - 1.2. Labores de Exploración y Ubicación
 - 1.3. Reservas
 - 1.4. Geometría del cuerpo mineralizado
 - 1.5. Características Geomecánicas
 - 1.6. Hidrogeología
 - 1.7. Comentarios
2. Estructura de la Mina
 - 2.1. Producción
 - 2.2. Organización del Trabajo
 - 2.3. Acceso y labores de Desarrollo
 - 2.4. Número de Tajeos y labores de Desarrollo y labores preparatorias
 - 2.5. Transporte
 - 2.6. Extracción del mineral hasta superficie
 - 2.7. Ventilación
 - 2.8. Comentarios
3. Operaciones Unitarias
 - 3.1. Equipos y Parámetros para Labores de Desarrollo y Preparatorias
 - 3.2. Operaciones Unitarias en los Tajeos, Equipos y Parámetros
 - 3.2.1. Desquinche
 - 3.2.2. Perforación y consumo de taladros por tonelada de mineral
 - 3.2.3. Voladura y Factor de Potencia
 - 3.2.4. Acarreo del Mineral hasta el Primer Echadero
 - 3.2.5. Sostenimiento en los Tajeos
 - 3.2.6. Relleno
 - 3.3. Comentarios
4. Características del Método de Explotación
 - 4.1. Labores de Preparación
 - 4.2. Dimensiones del Block de Explotación
 - 4.3. Restablecimiento del Equilibrio del Macizo Rocoso
 - 4.4. Parámetros Técnico-Organizativos Básicos de los Métodos de Explotación estudiados

- 4.4.1. La Dilución-Figura4.1.-Fig.4.2.
- 4.4.2. La Recuperación de las Reservas. Fig. 4.3
- 4.4.3. Mineral Roto por Disparo
- 4.4.4. Productividad en el Tajeo y Productividad de Mina Subterránea. Fig. 4.4., Fig. 4.5., Fig. 4.6., Fig.4.7, Fig.,4.8
- 4.5. Comentarios
- 5. Costo Operativo de una Tonelada de Mineral Explotado en Tajeo
 - 5.1.Generalidades
 - 5.2. Factores Básicos y Elementos de Cálculo
 - 5.2.1. Clasificación de la Roca
 - 5.2.2. Tipo de Equipo Usado en las operaciones unitarias
 - 5.2.3. Elementos de Cálculo
 - 5.3. Consumos Específicos Expresados como Algoritmos
 - 5.4. Precios Unitarios
 - 5.5. Costo Unitario
 - 5.6. Costo Operativo de las Operaciones Unitarias en Tajeos
 - 5.6.1. Costo Operativo de Perforación (\$/m)
 - 5.6.1.1 Costo Operativo de Perforación con Equipo Jack-Leg
 - 5.6.1.2.Costo Operativo de Perforación con Cavo Drill
 - 5.6.1.3.Costo Operativo de Perforación con Jumbo Boomer H115.
 - 5.6.2. Costo Operativo de Voladura
 - 5.6.3. Costo Operativo de Acarreo en Tajeos
 - 5.6.3.1.Costo Operativo de Acarreo con Scraper
 - 5.6.3.2.Costo Operativo de acarreo con equipo LHD
 - 5.6.4. Costo Operativo del Relleno
 - 5.6.4.1.Relleno Hidráulico sin Aditivos
 - 5.6.4.2.Relleno Hidráulico Cementado
 - 5.6.4.3.Relleno Convencional proveniente de Canteras
 - 5.6.4.4.Costo Operativo de Relleno con material Aluvional
 - 5.6.5. Costo Operativo del Sostenimiento en Tajeos
 - 5.6.5.1.Sostenimiento con Pernos
 - 5.6.5.2.Sostenimiento Temporal con puntales de madera
 - 5.6.6. Costo Operativo del Aire Comprimido
 - 5.6.6.1.Compresor Diesel
 - 5.6.6.2.Compresor Eléctrico
- 5.7. Análisis de los Costos Operativos
- 5.8. Comentarios

CAPITULO IV EVALUACION ESTADISTICA DE LOS DATOS

- 4.1. Altitud sobre el nivel del mar
- 4.2. Potencia del Yacimiento
- 4.3. Buzamiento del Yacimiento
- 4.4. Productividad
- 4.5. Recuperación de Reservas por Explotación
- 4.6. Costo Operativo Comparativo

CAPITULO V RESUMEN PARA CADA MINA Y ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION ANALIZADO

- | | |
|---------------------|----------------------------|
| 1. Mina Condestable | Cámaras y Pilares |
| 2. Mina Arcata | Almacenamiento provisional |
| 3. Mina Casapalca | Almacenamiento provisional |
| 4. Mina Pacacocho | Almacenamiento provisional |
| 5. Mina Juanita | Sub-niveles |
| 6. Mina Santander | Sub-niveles |
| 7. Mina Raúl | Sub-niveles |

8. Mina Monterrosas	Cráteres verticales en retroceso
9. Mina Arcata	Corte y relleno Ascendente
10. Mina Atacocha	Corte y Relleno Ascendente
11. Mina Santa Bárbara	Corte y Relleno Ascendente
12. Mina Cerro de Pasco	Corte y Relleno Ascendente
13. Mina Cobriza	Corte y Relleno Ascendente
14. Mina Huanzalá	Corte y Relleno Ascendente
15. Mina Huarón	Corte y Relleno Ascendente
16. Mina Julcani	Corte y Relleno Ascendente
17. Mina Milpo	Corte y Relleno Ascendente
18. Mina Orcopampa	Corte y Relleno Ascendente
19. Mina Pozos Ricos	Corte y Relleno Ascendente
20. Mina Raura-Catuya	Corte y Relleno por Cámaras y Pilares
21. Mina San Vicente	Corte y Relleno por Cámaras y Pilares
22. Mina Cerro de Pasco I	Corte y Relleno Descendente
23. Mina cerro de Pasco II	Corte y Relleno Descendente
24. Mina Yauricocha	Corte y Relleno Descendente Mecanizado

CAPITULO VI CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES GENERALES

CAPITULO I

INTRODUCCION

ANALISIS DEL ESTADO TECNOLÓGICO DE LOS METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEA APLICADOS EN LAS MINAS DEL PERU”

1983-1989

I. INTRODUCCION

En el presente estudio se hace un análisis técnico y económico de los métodos de explotación subterránea usados en 24 minas de la mediana y gran minería metálica del Perú, correspondiente al período 1983 hasta 1989, financiado por el Fondo KFW.

Son objetivos

- Definir los parámetros característicos de los métodos de explotación
- Evaluar el dominio de su aplicabilidad, sus influencias recíprocas y su factibilidad económica comparativa.
- Identificar y resolver las posibilidades del incremento de su eficiencia técnico-económica.

Para cada mina y en algunos casos en la misma unidad minera, para cada método de explotación usado, se han analizado los factores de influencia sobre la tecnología de explotación, como:

- Condiciones naturales geológicas y geomecánicas del yacimiento
- Estructura de la mina
- Las operaciones unitarias en los tajeos: perforación, voladura, acarreo, sostenimiento y relleno
- Los parámetros característicos para los métodos de explotación analizados: labores de preparación, dilución, recuperación de reservas, productividad, etc.
- El costo operativo comparativo de explotación (tajeo y labores de preparación) para cada mina y cada método de explotación.

El estudio ha sido elaborado en base a:

- Los datos e informaciones recopiladas por los ingenieros mineros de INGEMMET, durante sus visitas de trabajo a las unidades mineras en el período 1983-1989.
- Los estudios elaborados por INGEMMET, en relación a la temática analizada
- La elaboración de 24 esquemas representativos de los métodos de explotación aplicados en las minas analizadas.
- Las estadísticas sobre consumos específicos de materiales y energía.
- Los parámetros característicos de los métodos de explotación, han sido proporcionados por las empresas mineras y/o determinados por cálculo adecuado cuando no se han tenido disponibles.
- La elaboración de un programa computarizado ejecutado por los ingenieros mineros del INGEMMET, para el cálculo del costo operativo comparativo de explotación (tajeos y labores de preparación), teniendo en cuenta las operaciones unitarias usados, los consumos específicos y las condiciones naturales existentes.

La sistematización y uniformización de los datos, usando el Sistema de Unidades del Sistema Internacional vigente en el Perú y aplicando criterios unitarios que posibiliten la comparación de los resultados.

El estudio es representativo para los métodos de explotación subterránea en la mediana y gran minería del Perú, porque éste se ha realizado en base a 20 minas y 24 análisis de métodos de explotación o sea 46% del total de las unidades mineras subterráneas existentes en la mediana y gran minería metálica del Perú.

Con el fin de evitar interpretaciones erróneas de la factibilidad económica de los métodos de explotación analizados, debido a criterios diferentes de cálculo de los costos usados en las unidades mineras analizados y a la fuerte variación de costos, se ha elaborado un modelo computarizado de cálculo de los costos operativos comparativos de los métodos de explotación.

En la interpretación de la factibilidad económica de los métodos de explotación analizados, cabe mencionar, que los factores asociados a las condiciones naturales del yacimiento son importantes.

En el estudio se han tratado los principales aspectos relacionados al estado tecnológico de los métodos de explotación subterránea de las minas metalíferas del Perú.:

- Sistematización de los factores de influencia sobre el método de explotación y uniformización de los datos técnicos característicos, las cuales se consignan en los cuadros 1.1 al 1.5.
- Descripción y definición de los factores de influencia estudiados: características naturales del yacimiento, estructura de la mina, operaciones unitarias; características del método de explotación y costo operativo comparativo. Estos aspectos se dan en el Capítulo II.
- Evaluación estadística de los datos principales en función del método de explotación usado mediante diagramas y comentarios de los resultados. Capítulo III.
- Presentación de un resumen de cada mina y método de explotación aplicado (24 en total) con sus respectivas conclusiones y recomendaciones. Capítulo IV.
- Esquemas representativos de los bloques de explotación conteniendo la geometría del tajeo, las labores preparatorias correspondientes al método de explotación usado; y, los principales parámetros característicos.
- Conclusiones y recomendaciones generales sobre los métodos de explotación analizados.

PARTICIPACION Y AGRADECIMIENTOS

En la elaboración del presente estudio han participado directamente las siguientes personas de la Dirección General de Investigación y Tecnología Minera del INGEMMET:

- Dipl. Ing. Ladislaus Franz Nemeth - Asesor Experto Integrado CIM. Francfurto R.F.A.
- Ing. Alejandro Ladera Mucha- Jefe de Proyecto
- Ing. Manuel Palma Oquendo - Sistemas y Proyectos Mineros
- Ing. José Tomás Rivero -Jefe División Minería Subterránea

Colaboraron efectivamente en el transcurso del estudio, y participaron en la elaboración del informe final correspondiente al estudio realizado las siguientes personas y Organos de Línea del INGEMMET:

- Ing. David Córdova Rojas-Director de Tecnología Minera
- Ing. Urbano Macazana Valencia-Director de Investigaciones Mineras

El trabajo de mecanografiado estuvo a cargo de: Sra. Silvia Metzger, Srta. Erlinda Tello, Sra. Maruja Herrán, Sra. Carmen Reategui, Sra. Vilma López, el dibujo estuvo a cargo del Sr. Justino Guevara y como programador el Sr. Willy Urbina S.

Los participantes del estudio expresan su agradecimiento al Consejo Directivo y Dirección Ejecutiva del INGEMMET, por su importante apoyo a la elaboración del mismo, en las personas:

Ing. Mario Samamé Boggio- Ministro de Energía y Minas
Ing. Guillermo Balcazar Rioja- Presidente del Consejo Directivo
Ing. Carlos Sotomayor Gonzáles- Director Ejecutivo
Ing. Juan Guillermo Hercilla Gonzáles- Ex-Director Ejecutivo
Ing. Marino García Castillo- Director General de Investigación y Tecnología Minera

De igual manera expresan su agradecimiento a todas las personas vinculadas de uno u otro modo a las empresas mineras cuyas minas están involucradas en el estudio, por las facilidades que brindaron a los técnicos del INGEMMET durante los trabajos de campo y por su importante colaboración e intercambio de experiencia profesional.

CAPITULO II

PRESENTACION DE LA INFORMACION BASICA

1. Fuentes de información

Las principales fuentes de información para la obtención de los datos básicos fueron:

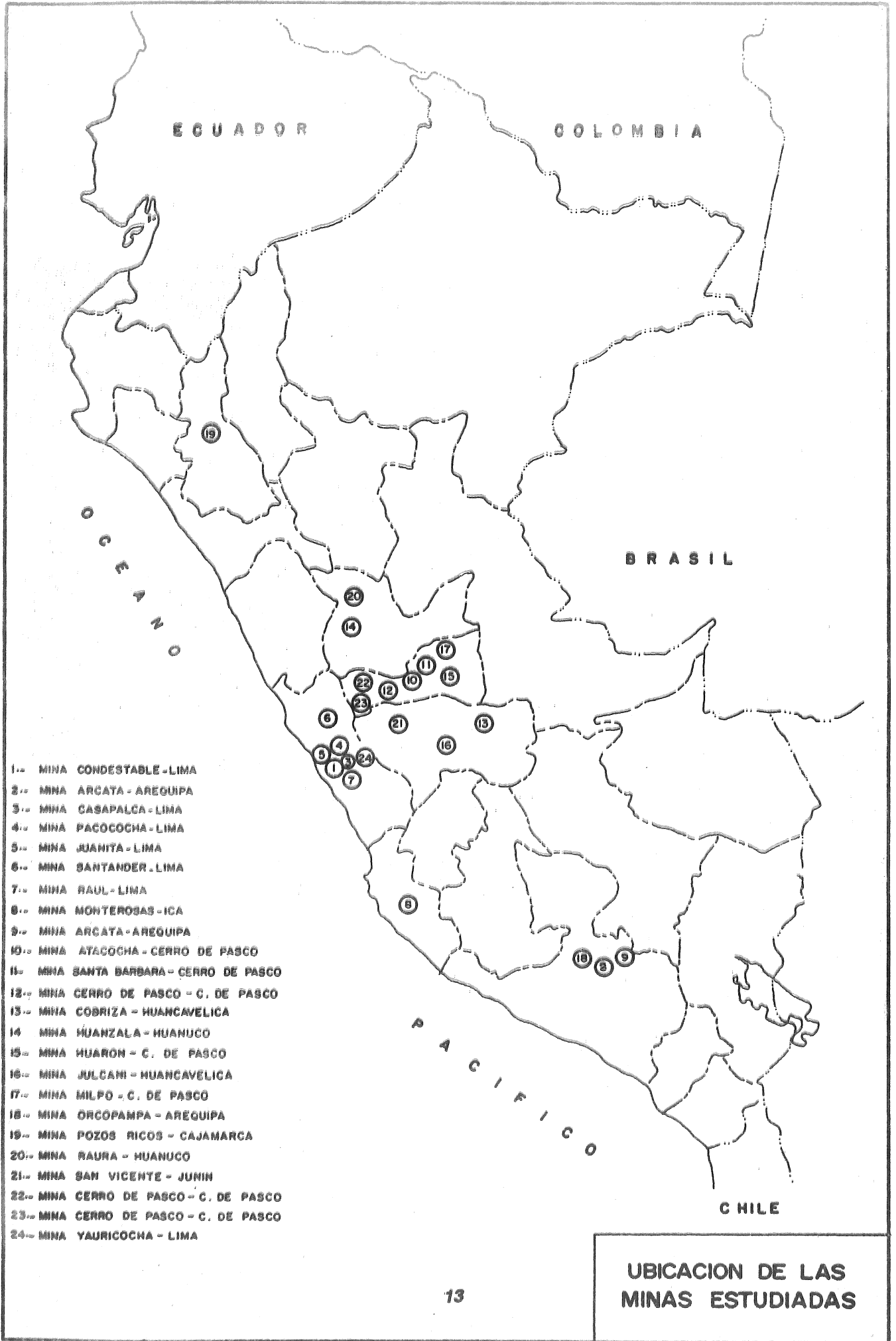
- Datos recopilados por los ingenieros mineros del INGEMMET, durante sus visitas de trabajo a las unidades mineras en el período 1983-1989, las mismas que fueron registradas en formatos estandarizados elaborados para los objetivos del presente estudio.
- Los estudios elaborados por INGEMMET en relación al tema que motiva el presente estudio.
- Los esquemas representativos de los métodos de explotación aplicados en las minas analizados, elaborados como parte del estudio, los mismos que se presentan en el Capítulo V.
- Los resultados del cálculo de costo operativo comparativo de explotación, ejecutados por métodos computarizados en base a un programa de cómputo elaborado para tal fin.

2. Cuadro Sintético de Datos Básicos

En los cuadros 1.1 al 1.5 se presentan en forma sintética los datos básicos y parámetros característicos de los métodos de explotación analizados.

La información es presentada en forma sistematizada y uniformizada, usando el Sistema de Unidades del Sistema Internacional vigente en el Perú.

En el Capítulo III se describen y definen detalladamente los factores de influencia de los métodos de explotación analizados y sus parámetros correspondientes.



- 1.- MINA CONDESTABLE - LIMA
- 2.- MINA ARCATA - AREQUIPA
- 3.- MINA CASAPALCA - LIMA
- 4.- MINA PACOCOCHA - LIMA
- 5.- MINA JUANITA - LIMA
- 6.- MINA SANTANDER - LIMA
- 7.- MINA RAUL - LIMA
- 8.- MINA MONTEROSAS - ICA
- 9.- MINA ARCATA - AREQUIPA
- 10.- MINA ATACOCHA - CERRO DE PASCO
- 11.- MINA SANTA BARBARA - CERRO DE PASCO
- 12.- MINA CERRO DE PASCO - C. DE PASCO
- 13.- MINA COBRIZA - HUANCAMELICA
- 14.- MINA HUANZALA - HUANUCO
- 15.- MINA HUARON - C. DE PASCO
- 16.- MINA JULCAMI - HUANCAMELICA
- 17.- MINA MILPO - C. DE PASCO
- 18.- MINA ORCOPAMPA - AREQUIPA
- 19.- MINA POZOS RICOS - CAJAMARCA
- 20.- MINA RAURA - HUANUCO
- 21.- MINA SAN VICENTE - JUNIN
- 22.- MINA CERRO DE PASCO - C. DE PASCO
- 23.- MINA CERRO DE PASCO - C. DE PASCO
- 24.- MINA YAURICOCHA - LIMA

**UBICACION DE LAS
MINAS ESTUDIADAS**

UNIDAD MINERA	CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO						ESTRUCTURA DE LA MINA					OPERACIONES UNITARIAS					CARACTERÍSTICAS DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN				OBSERVACIONES		
	Geología del Yacimiento	Altura s.n.m	Reserva (Prob. Posib)	Geoa. del Cuerpo Mineralizado	Características Geomecánicas	Hidrogeología (Caudal de Agua m ³ /h)	Producción T/día T/año	Organización del Trabajo	Receso al Vacío y Labores de Desarrollo	Nº de Tajeos Lab. Desarrollo Nº Labor. Prep.	Transporte en los Niveles (Subterránea)	Extracción del Mineral hasta la Superficie	Ventilación	En Labores de Desarrollo y Preparación	En el Tajeo	Sostenia. Relleno	Labor. Prepar. Necesarias Para un Bloque de Explot.	Geometría del Tajeo	Reestablecimiento del Equilibrio del Macizo Rocoso	Parde. del Met. Explot.		Costo Operativo Comparativo de una Tonelada de Explotación en el Tajeo Incluyendo el Costo de Lab. Prep. \$/t	
MÉTODO DE EXPLOTACIÓN: CÁRRAS Y PILARES																							
1. Mina Condestable Dep. Lias Copesía Minera Condestable S.R	- Mantos - Min. Metasomática - Volcanicas y por- - Fidos intrus.	270-400 a.s.n.a	- 1383,600 T con - 1.46 x Cu - 4 hasta 5 años	- Pot. 2.5 a - Área 63,000 m ² - Prof. 245 m. - Buz. 35-45°	- Dens. Min. 2.8T/a ³ - Dens. r. Enc. 2.5 T/a ³ - Min.: Competente - R. Encaj.: Competentes	Drenaje por gravedad y evac. por gal. principales	1000 T/día de esto 1215 T/día por M.E. Rta. prov. 336,000 T/año	- 2 guard/día - 336 días/año - Pers. sub. 68	- Socavones - Galerias y Chisneas	- 8 tajeos - 1 Labores Des. y Preparación	De Echadero princ. hasta tolvas en sup. y carros min.	Por Gravedad (Echadero Principal)	Ventilación Mecánica y Natural	- Jack Leg 2.2a/t - Din. sea. y Dinazol 0.95 Kg/t - EIMCO de 0.35 a3 Pala Neua.	- Jack Leg 1.22 a/t - Din. sea. y Dinazol 0.29 Kg/t - Minchas Neua. 2 Tamb.	Se Usa Opcional	Sin Relleno	80 a. Lab. Prep./bl. 16,700 T explot./bl. 4.8 a/1000 T extr. 8 % de la Prod. L. P.	Ancho 10 a. Long. 80 a Corte 2.7 a Pilares 4x4 a. Alt. Tajeo 40 a.	Excavaciones Rbandonadas	Dil. 5 - 10% Rec. de res. 75-80% Min. Roto 110T/disp. Prod. en Tajeo 7.1 T/hg. Prod. Subt. 3.5 T/hg.	5.71	- Comp. Elec. - Bar. Integ. - Inic. Elect.
MÉTODO DE EXPLOTACIÓN: ALMACENAMIENTO PROVISIONAL																							
2. Mina Arcata Dep. Arequipa Minas Arcata S.R	- Vetas - Min. Hidroterea - Con Rg. - Andesitas	4650 a.s.n.a	- 1'738,200 T con - 16.5 Oz. Ag/T - 5 Años	- Pot. 1.5 - 2 a. - Ext. 2000 - Prof. 235 - Buz. 70°	- Dens. Min. 3.5 T/a ³ - Min.: Competente - R. Encaj.: Competentes	Drenaje por Bombas y Gravedad evac. por Tunnel Grabbón	330 T/día de esto 250 T/día por M.E. Rta. prov. 330,000 T/año	- 3 Guardias/día - 360 Días/año - Pers. sub. 344	- Socavones, - Raspas, - Galerias de Nivel y Chisnea	- 5 Tajeos - 3 Labores de Des. y Preparación	Locomotoras elec. de 4-6 T de capacidad	Volquetes de 10 y 20 T. por Raspa	Ventilación Mecánica y Natural	- Jack Leg - Din. 45 % e Hidrogeol - Palas Neumaticas y Carros con Locomotora	- Jack Leg 0.5 a/T - Din. 45 % y RNF0 - 0.22 Kg/T - Rcarreo no se Neces.	No se Usa Opcional	Sin Relleno	360 a. Lab. Prep./bl. 28,600 T Expl/bi. 12.6 a/1000 T explot. 22 % de la Prod.	Ancho 3a. Long. 80 a. Corte 1.5 a. Alt. Tajeo 2.5 a. Alt. Bloq. 40 a.	Excavaciones Rbandonadas Puentes(4+3)	Dil. 33 % Rec. de res. 85 % Min. Roto 450 T/disp. Prod. Tajeo 7.5 T/hg. Prod. subt. 2.65 T/hg.	2.06	- Comp. Elect. - Barreno Integral - Iniciadores p.
3. Mina Casapalca Dep. Lias Centroin Perú	- Vetas - Min. Hidroterea - con Ag,Pb,Cu,Zn - Volcanicas	4180 a.s.n.a	- 10'000,000 T con - 5.4 Oz Ag/T - 0.4 x Cu - 1.7 x Pb - 3.5 x Zn - 12 Años	- Pot. 0.2 - 2 a. - Ext. 5,000 a - Prof. 1,300 a. - Buz. 70 - 90°	- Den. Min. 3.1 T/a ³ - Min. Regular - R. Encaj. Competentes	Drenaje por Bombas y Gravedad evac. por Tunnel Grabbón	2,700 T/día de esto 1300 T/día por M.E. Rta. Prov. 310,000 T/año	- 3 guard./día - 300 días/año - Pers. Subt. 750	- Pique Central Inclinado 5 pique int. - 3 Lab. Prep. - Galerias de Nivel y Chisnea	- 12 Tajeos - 1 Labor Des. - 3 Lab. Prep.	Locomotoras elec. de 4-6 T y Carros Mineros	Por Gravedad Echadero Principal	Ventilación Mecánica y Natural	- Jack Leg y Jabbito (6.5 a2) - 0.72 a/ain. - 2.5 a/T - Palas Mec. Neua. 0.4 a3.	- Jack Leg y Stoper - 1.1 a/T - Anfo y Din. 0.23 Kg / Tonelada	Se Usa Opcional	Sin Relleno	320 a. Lab. Prep./bl. 38,000 T explot./bl. 8.4 a/1000 T explot. 15% de la Prod.	Ancho 1.5 - 2.5 Long. 120 a. Corte 1.5 a. Alt. Tajeo 2.5 a. Alt. Bl. 60-90 a.	Excavaciones Rbandonadas Puentes(4+4)	Dil. 20 - 70% Rec. de res. 85 % Min. Roto 370 T/disp. Prod. Tajeo 11.2 T/hg. Prod. Subt. 4.5 T/hg.	3.05	- El costo del min. obtenido por lab. prep. es 3.5 veces mas que en el Tajeo. - Comp. Elec. - Bar. Integ. - Inic. Elect.
4. Mina Pacococha Dep. Lias Sindicato Minero Pacococha S.R	- Vetas - Min. Hidroterea - con Ag,Pb,Cu,Zn - Andesitas	4,551 a.s.n.a	- 525,376 T con - 4.7 oz Ag/T - 2.23 x Cu - 1.02 x Pb - 4.63 x Zn - 5 Años	- Pot. 0.8 - 2 a. - Ext. 1200-2000 a. - Prof. 500 a. - Buz. 75 °	- Dens. Min. 3.2 T/a ³ - Dens. t. encaj. 2.5 T/a ³ - Min. Regular - R. encaj. Competente	No Hay Agua en las Labores	330 T/día 110,000 T/año	- 2 Guard/día - 360 días/año - Pers. Subt. 195	- Socavones de nivel con chisnea entre niveles	- 10 Tajeos - 2 Labores Des. - 6 Lab. Prep.	Locomotoras con Trolly y Carros Mineros	Por Gravedad (Echaderos) Socavón	Ventilación Natural	- Jack Leg (3.8a2) - Din. Sea. 65 % - 1.2 Kg/T - Manual con carros Mineros	- Jack Leg 1.38a./T. - Din. sea. 65% - 0.5 Kg/T.	No se Usa (Rara Vez)	Sin Relleno	208 a. lab. prep./bl. 12,100 T explot./bl. 17.2 a/1000 T explot. 19 % de la Prod.	Ancho 2 a. Long. 50 a. Corte 1.5 a. Alt. Tajeo 2.5 a. Alt. bloq. 45 a.	Excavaciones Rbandonadas Puentes(4+4)	Dil. 25 % Rec. de Res. 84 % Min. Roto 40 T/disp. Prod. Tajeo 4.4 T/hg. Prod. Subt. 1.8 T/hg.	6.44	- Comp. Elect. - Barreno Integral - Iniciadores P.

ANÁLISIS DEL ESTADO TECNOLÓGICO DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA APLICADAS EN LAS MINAS DEL PERÚ (1983 - 1989)

Nº	UNIDAD MINERA	CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO					ESTRUCTURA DE LA MINA					OPERACIONES UNITARIAS					CARACTERÍSTICAS DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN					Costo Operativo Comparativo de una Tonelada de Explotación en el Tajeo Incluyendo el Costo de Lab. Prep. \$/t	OBSERVACIONES	
		Geología del Yacimiento	Altura s.n.m.	Reserva (Prob.+Posib)	Geol. del Cuerpo Mineralizado	Características Geomecánicas	Hidrogeología (Caudal de Agua m³/h)	Producción T/día	Organización del Trabajo	Acceso al Yacimiento y Labores de Desarrollo	Nº de Tajeos	Transporte en los Niveles (Subterránea)	Extracción del Mineral hasta la Superficie	Ventilación	En Labores de Desarrollo y Preparación	En el Tajeo	Sostenimiento	Relleno	Labor. Prepar. Necesarias	Geometría del Tajeo	Reestablecimiento del Equilibrio del Macizo Rocoso			Parám. del Met. Explot.
METODO DE EXPLOTACION : SUBNIVELES																								
5	Mina Juanita Dep. Lina Perubar S.R	- Gran lente - Min. Hidrotermal con Zn,Pb, Baritina - Volcanicos y sed. y Sondajes Diam. (andesitas y calizas) minas. Las Explor. continuan	1,150 a.s.n.m.	- 1'700,000 T con - 16 % Zn - 1.5% Pb y Ag - 8 - 9 Años	- Pot. 60-150 a - Ext. 400 a - Prof. 80 a - Buz. 55-90°	Dens. Min. 4.2 T/a3 Min. Competente R. encaj. Competentes * = 410 Kg/cm² * = 1340 Kg/cm²	Infiltraciones de Agua (Rio Riach) Q = 1.4 m³/h	800 T/día 240,000 T/año	- 3 guard./día - 300 días/año - Pers. sub. 83	- Con raapas de 4x4 m² y 10x - Galeria de Niv. y Chimeneas - Areas de Carga	- 4 Tajeos - 1 Labores Prep.	Por Scoop hasta areas de carguo Volqueta de 10 - 20 T.	Desde areas de carguo Cargador Frontal con volq. con cañon volco 15 - 20 T.	Ventilación Mecanica y Natural	- Jack Leg y carro Perforadora Din. 65x - Acarreo L.H.D. 3.5 y3	- Carro Perf. 0.27 a/T (Newab)=0.3a/min - Rfo y Din. 0.12 Kg/T - Ac. L.H.D. 3.5 y3 Op. Control Remoto	Se Usan Pernos con relav. 0.01 Necesita Usa	R.Hidrau. cementado con relav. total planta mezcla : 1:20-1:25	1350 Lab. Prep./bl (12a2). 453,600 T Explot./bl 3a/1000 T extr. 14.7 % de la Produc.	Ancho 10 - 14 a. Long. 15-30a (150m) Corte 7 - 14 a. Altura 15 - 70 a. Pilares 10 y x 16a de Ancho	Por Relleno Hidraulico cementado 1:20 - 1:25 y pilares temporales, final Relleno H.C.	Dil. 5 - 10% Rec. de res. 95 % Min. Roto 1400 T/disp. Prod. en Tajeo 20 T/hg Prod. Subt. 12 T/hg.	6.02	Cierta operaciones unit. se realizan por contratistas la productividad no es concluyente
6	Mina Santander Dep. Lina Compania Minera Santander S.R	- Anular en p. Sup. - Manko Varios en inf. - Min. Reemplaz. metalas Exploracion por contacto. - Con Zn,Pb,Cu,Ag. - Calizas	4,400 a.s.n.m.	- 1'150,000 T con - 11 % Zn - 5 Años	Pot. 2 - 15a. Ext. 120 - 160a Prof. 560 a Buz. mayor de 60°	Dens. Min. 3 T/a3 Min. Competente R. Encaj. Competentes	Planta de Bombeo Q = 84m³/h	930 T/día 280,000 T/año	- 3 Guardias/día - 300 Dias/año - Pers. sub. 171	- Pique - Galeria de Niv. a 40a. altura - Raapas entre Niveles	- 4 Tajeos - 1 Labores de Des. - 1 Lab. prep.	Por volquetes de 5 Ton. Cargadas por Scoop de 2.2Y3	- Pique - Skip de 3.5 T	Ventilación Mecanica y Natural	Track Drill DH123 Vd. 25 a/min. Rfo y Dinazol 0.4 Kg/T Scooptram 2 y 2.5 Y3 Cam. 5 T	No se Necesita Usa	No se Usa	570 a. Lab. Prep./bl. 77,100 T explot./bl. 7.4 a/1000 T extr. 6.6 % de la Produc.	Ancho 2 - 15 a. Long. 100 a. Corte 30 a. Altura 40 a.	Natural, espacios vacios abandonados	Dil. 25 % Rec. de res. 70 % Min. Roto 2600 T/disp. Prod. Tajeo 22 T/hg Prod. subt. 6 T/hg.	2.34	Coop. Elec. Jumbo Broca-Barreno	
7	Mina Raul Dep. Lina Compania Minera Pativilca S.R	- Cuerpo (Deposito de derrames) - Min. Hidrotermal - Andesita (Derrames)	300 a.s.n.m.	- 4'000,000 T (1983) con - 1.7 % Cu - 7 Años	Pot. 40a. Ext. 120 a Prof. 70 a Buz. 35 - 40°SH	Dens. Min. 3 T/a3 Min. Competente R. Encaj. Techo Competente	Sin Problema	1,070 T/Dia de lo cual 620 T/dia por N.E. subnivel. 310,000 T/año	- 2 guard./día - 300 días/año - Pers. Subt. 268	Raapas (600) de 4.5x4.5a2 y 12.5% de inclinación	- 2 Tajeos - 1 Labor Des. y Preparac.	Por volquetes de 12 y 20 T	Volquetes de 12 y 20 T	Ventilación Mecanica y Natural	Wagon Drill Vd. 25 a/min. Rfo y Dinazol Scoop de 3.5 Y3	No se Necesita Necesita	No se Usa	1650 a. Lab. Prep./bl. 785,000 T explot./bl. 2.1 a/1000 T extr. 9 % de la Produc.	Ancho 40 a. Long. 120 a. Corte 20 a. Altura bl. 65 a.	Natural, espacios vacios abandonados	Dil. 5 - 15% Rec. de res. 84 % Min. Roto 2250 T/disp. Prod. Tajeo 18.9 T/hg. Prod. Subt. 4.8 T/hg.	3.35	Coop. Elec. Cavo Drill Broca-Barreno.	
METODO DE EXPLOTACION POR: CRATERES VERTICALES EN RETROCESO																								
8	Mina Monterrosas Dep. Ica Compania Minera Los Mantos S.R	- Veta Tubular - Min. Metasomatico con Cu (alteracione hidrotermal) y Dicitras y cuarzo conzonita	1100 a.s.n.m.	- 1'867,000 T con - 1.87 % Cu - 0.7 02 Ag/T - En 1987 se teraino la reserva min.	Pot. 5 - 15 - 25 a. Ext. 300 a Prof. 120 a Buz. 70°	Dens. Min. 2.83 T/a3 Min. Resistente R. Encaj. Competentes RQ=50-78	Caudal Insignificante	1,000 T/Dia 300,000 T/año	- 3 guard./día - 300 días/año - Pers. Subt. 69	- Socavones - Raapas - Gal. de Nivel	- 4 Tajeos - 1 Labor Prep.	Por Volquetes de bajo perfil 12 T Dist. 1500 a	Volquetes de 12 T	Ventilación Mecanica y Natural	Jumbo Boomer H 115 - 2 Br. Y = 0.2 a/min. Slurry Scoop de 3.5 y3	Roc 360 V=10a/h Dia. 15 Cm 0.36 a/T Rfo 0.48 Kg/T Scoop 3.5 y3	En tajeos no se usa en galeria: pernos con: aalla de alambre	No se Usa	720 a. Lab. Prep./bl. 58,400 T explot./bl. 12a/1000 T extr. 10% de la Produc.	Ancho 5 a. Long. 150 a. Corte 6 - 10 a. Altura 45 a.	Espacios vacios abandonados	Dil. 17 % Rec. de res. 60 % Min. Roto 3000 T/disp. Prod. Tajeo 25 T/hg. Prod. Subt. 16 T/hg.	3.92	Coop. Elec. Cavo Drill Broca-Barreno.

ANÁLISIS DEL ESTADO TECNOLÓGICO DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA APLICADAS EN LAS MINAS DEL PERÚ (1983-1989)

Nº	CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO						ESTRUCTURA DE LA MINA						OPERACIONES UNITARIAS						CARACTERÍSTICAS DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN						OBSERVACIONES
	UNIDAD MINERA	Geología del Yacim.	Hibrida s.n.m	Reserva (Prob.+Posib)	Geo. del Cuerpo Mineralizado	Características Geoecánicas	Hidrogeología (Caudal de Agua m³/h)	Producción T/día T/año	Organización del Trabajo	Acceso al Yacim. y Labores de Desarrollo	Nº de Tajeos Nº Lab. Desarrollo Nº Labor. Prep.	Transporte en los Niveles (Subterránea)	Extracción del Mineral hasta la Superficie	Ventilación	En Labores de Desarrollo y Preparación	En el Tajeo	Sustentamiento	Relleno	Labor. Prepar. Necesarias Para un Bloque de Explot.	Geometría del Tajeo	Reestablecimiento del Equilibrio del Macizo Rocoso	Parám. del Mé. Explot.	Costo Operativo Comparativo de una Tonelada de Explotación en el Tajeo Incluyendo el Costo de Lab. Prep. \$/t		
MÉTODO DE EXPLOTACIÓN : CORTE Y RELLENO ASCENDENTE																									
9	Mina Arcata Dep. Arequipa	Vetas Paralelas Min. Hidrotermal Epigenético con relleno de tructuras con Ag, Au, y Pb. Indesititas	4,650 a.s.n.m	1'738,200 T con 16.5 % Ag/T	5 Años	Pot. 1 - 3 m Ext. 2300 m Prof. 235 m Buz. 60° N	Dens. Min. 3.5 T/m³ Min. Poco Competente R. Encaj. Regular	Drenaje por Bombas elect. Q = 480 a 500 m³/h Ph = 7	850 T/día de esto 600T/día por met. corte y Relleno asc. 306,000 T/año	3 guard./día 360 días/año Pers. subtt. 355	Socavones Rampas desc. Galerias de Niv. y Chimenea	7 Tajeos 3 Labores de Des. Preparac.	Locomotoras elect. y carros de 1.5 T Capacidad.	Volquetes de 10 y 20 Ton. Por Rampas	Ventilación Mecánica y Natural	Jack Leg Din. 45% e hidrogel Palas Neumáticas y carros con locoact.	UPPER Mag. Drill 0.51 m/T de 2 br. Din 45% y anfo 0.22 Kg/t Scoop 2.2 y3 Microscoop 0.5 y3	Pernos 0.05 No Clasif. Malla de Cap. 13a3/h Alambre Dist. tr. Cerch. set: 2,500 m Loza de Dif. Niv. Concreto 100 m	IR. Hidrau. Clasif. 956 a. Lab. Prep. 105,000 T/Bl. 9.1 m/1000 T. Ext. 17 % de la Prod.	Ancho 2.5 a. Long. 300 a. Corte 2.5 a. Alt. taj. 6m. Alt. Bl. 40 a.	Por Relleno y Loza de Concreto	Dil. 10 - 20% Rec. de res. 85 % Min. Roto 330 T/disp. Prod. en Tajeo 6.5 T/hg. Prod. Subtt. 2.65 T/hg.	6.98	Comp. Elect. Barr. Int. Inicid. Pirot.	
10	Mina Atacocha Dep. Pasco	Vetas Paralelas Min. Metasomático de contacto con Pb Zn y Ag. Calizas	4,000 a.s.n.m	6'000,000 T Incl. Santa Barbara con 4.5 % Pb 5.5 % Zn. 3.5 Oz Ag/T 8 Años	Pot. 0.8 - 2.2 m Ext. 1000 a Prof. 800 a Buz. 70°	Dens. Min. 3.5 T/m³ Min. Regular R. Encaj. Techo Poco Competente	Drenaje por Bombas Q = 204 m³/h	900 T/día 270,000 T/año	2 Guard./día 300 Días/año Pers. subtt. 396	Pique Galería de Niv.	15 Tajeos 4 Labores de Des. Preparac.	Locomotoras elect. de 4 T carros 1.5 m³ Dist. 3 ka.	Por Pique	Ventilación Mecánica y Natural	Jack Leg Di. Sea. 45 % Minchas elect. y neumáticas	Jack Leg 0.44 m/T Din. Sea. 0.33 Kg/T Mincha elect. 10 Kw Scoop elect. 1 y3	IR. Hidrau. Clasif. 210 a. Lab. Prep./Bl. 10,000 T/Bl. 21 m/1000 T. Ext. 25 % de la Prod.	Ancho 1.5 - 2.5 a. Long. 60 a. Corte 1.5 a. Alt. taj. 3.5 a. Alt. Bl. 30 a.	Por Relleno y Puentes	Dil. 10 - 20 % Rec. de res. 87 % Min. Roto 50 T/disp. Prod. Tajeo 4 t/hg. Prod. Subtt. 2.5 T/hg.	7.51	Comp. elect. Barr. Int. Inicid. Pirot.			
11	Mina Santa Barbara Dep. Pasco	Vetas Min. Metasomático de contacto con Zn, Ag y Cu. Calizas Gr. Pucará	4,000 a.s.n.m	Res. incl. al punto 10: 6.0 % Zn 0.5 % Pb 0.5 % Cu 0.5 Oz Ag/T 12 Años	Pot. 10 - 20 m (12) Ext. 200 - 300 a Prof. 200 a Ruz. 70°	Dens. Min. 3.5 T/m³ Min. SKARN Competente R. Encaj. Techo Competente	Drenaje por Socavones	900 T/día 270,000 T/año	2 guard./día 500 días/año Pers. Subtt. 119	Socavones Rampas (7.2a2) Chimeneas de Ventil. y relleno	3 Tajeos 1 Labores de Des. y Preparac.	Locomotoras Electricas y carros de 1.5 m³	Por Gravedad (Echaderos)	Ventilación Mecánica y Natural	Vagon Drill Anfo y Din. 45 % Scoop 2y3 D. y Scoop elect. 1 y3	UPPER Mag. Drill 0.89 m/T Anfo, din 0.34 Kg/t Scoop 2y3 D. 1y3 el. Necesidad de la Superf. 0.01	IR. Hidrau. Clasif. 380 a. Lab. Prep./Bl. 227,000 T/Bl. 1.7 m/1000 T. Ext. 4.1 % de la Prod.	Ancho 12 a. Long. 100 a. Corte 2.4 a. Alt. Tj. 4 a. Alt. Bl. 60 a.	Por Relleno Convencional y Puentes	Dil. 4 % Rec. de res. 86 % Min. Roto 250 T/disp. Prod. Tajeo 12.5 T/hg. Prod. Subtt. 8.3 T/hg.	5.83	Comp. Elec. Barr. Int. Inic. Pirot.			
12	Mina Cerro de Pasco Expresa Minera del Centro CENTRONIA - PERU S.R	Cuerpos Irregular vetas y Santos Min. Metasomático de contacto con Ag, Pb, Zn. Calizas y Rocas Volcánicas	4,330 a.s.n.m	18'900,000 T con 2.5 - 6.7 % Pb 9.5 % Zn. 4.8 Oz. Ag/T 22 Años	Pot. 60 a. Ext. 180 a Prof. 600 a Buz. Casi Vertical	Dens. Min. 3 T/m³ Min. Resistente R. Encaj. Competentes	Drenaje por Gravedad y Bombas	720 T/día 216,000 T/año	2 guard./día 300 días/año Pers. Subtt. 264	Socavones Piques y Rampas (8 a2)	5 Tajeos 1 Labores de Des. y Preparac.	Locomotoras Electricas y carros, faja transportadora	Por Pique y Rampas	Ventilación Mecánica y Natural	Jumbo J-03 y Jack Leg Din. 60% Scoops elect. y Diesel de 1y3 a 2.5 y3.	Jumbo-Jack Leg 0.83 m/T Din 60% y Anfo 0.233 Kg/T Scoops elect. de 2.5 y3 (Cautivo)	IR. Hidrau. Clasif. 355 a. Lab. Prep./Bl. 513,000 T/Bl. 0.7 m/1000 T. Ext. 2 % de la Prod.	Ancho 8 a. en Arco Long. 60 a. Corte 4 a. Alt. Tj. 4 a. Alt. Bl. 40 a.	Por Relleno y Pilares Los Pilares se recuperan por H.E. corte Relleno Descendiente	Dil. 5 % Rec. de res. 57 % Min. Roto 145 T/disp. Prod. Tajeo 14 T/hg. Prod. Subtt. 3 T/hg.	4.50	Line Pilares de Mineral dejados seran recuperados por el M.E. corte y rell. concent. descend. Ver Mina. 22			
13	Mina Cobriza Dep. Huancavelica CENTRONIA - PERU S.R	Ranto Simple sinérgico Min. Metasomático de contacto con Cu y Ag. Pizarras y Calizas	2,300 a.s.n.m	En 1983 30'763,500 con 1.37 % Cu 0.4 Oz. Ag/T 6 Años	Pot. 25 a. Ext. 1500 a Prof. 500 a Buz. 45°	Dens. Min. T/m³ Min. SKARN Competente R. Encaj. De Techo poco competente	No Hay Problema	10,000 T/día 3'600,000 T/año	2 guard./día (12 Hras la Guaraoia) 360 días/año Pers. Subtt. 299	Galerias y Rampas (6 x 4a2) Pique de Servicio	12 Tajeos 2 Labor Des. 1 Labor Prep.	Scooptran a los echaderos a la superf. con loc. elect. carro 25 ton. Dist. 5 Ka.	Por Gravedad (Echaderos)	Ventilación General Auxiliar Mec.	JUMBO BOOMER H121 V1.2 m/min. Anfo fanel pentacorc Scoop de 11 y3 Volquetes	JUMBO BOOMER H121 Shotcrete por galerias y Rampas Anfo Fanel Pentacor 0.18 Kg/T Scoop de 11 y3 Volquetes	IR. Hidrau. Clasif. 2,900 a. Lab. Prep./Bl. 1100 a3/d R. conven. 4'065,900 T/Bl. 1.42 m/1000 T. Ext. 10 % de la Prod.	Ancho 20 a. Long. 400 a. Corte 2.5 a. Alt. Tj. 7.5 a. Alt. Bl. 90 a.	Por Relleno Pilares y Puentes de Mineral	Dil. 4 % Rec. de res. 50 % Min. Roto 14,000 T/disp. Prod. Tajeo 38 T/hg. Prod. Subtt. 25 T/hg.	4.24	Comp. Elec. Broca y Barrero Inic. Pirot.			

ANÁLISIS DEL ESTADO TECNOLÓGICO DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA APLICADAS EN LAS MINAS DEL PERÚ (1983 - 1989)

Nº	UNIDAD MINERA	CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO					ESTRUCTURA DE LA MINA					OPERACIONES UNITARIAS					CARACTERÍSTICAS DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN					Costo Operativo Comp. Operativo de una Tonelada de Explotación en el Tajeo Incluyendo el Costo de Lab. Prep. \$/t	OBSERVACIONES	
		Geología del Yacimiento	Altura s.n.m.	Reserva (Prob.+Posib)	Geom. del Cuerpo Mineralizado	Características Geomecánicas	Hidrogeología (Caudal de Agua m³/h)	Producción T/día T/año	Organización del Trabajo	Acceso al Yacimiento y Labores de Desarrollo	Nº de Tajeos Lab. Desarrollo	Transporte en los Niveles (Subterránea)	Extracción del Mineral hasta la Superficie	Ventilación	En Labores de Desarrollo y Preparación	En el Tajeo	Sostenimiento	Relleno	Parámetros del Tajeo	Reestablecimiento del Equilibrio del Macizo Rocosos	Parámetros del Mat. Explot. de Explotación			
14	Mina Huanzala Dep. Huancayo Compañía Minera Santa Luisa S.R.	Cuerpos Concordantes con la Felsita. Exploración con Sondajes	4,000 a.s.n.m.	3'362,000 T con 11% Zn 4.6% Pb 9 Años	Pot. 2-20 a(12a) Ext. 200-400 a Prof. 400-500 a Buz. 50-70°	Dens. Min. 3.4 T/m³ Min. Competente R. Encaj. de Techo Competente	No Hay Problemas	1,100 T/día 307,500 T/año	2 guardias/día 300 días/año Pers. subter. 269	Socavones de Nivel (40-60a) Echaderos	6 Tajeos 2 Labores de Des. y Preparac.	Locomotoras con carros (L.6a) en la parte Sur y Volquetes 12 T parte Norte	Por Gravedad y Raepas	Ventilación Natural y Mecánica	Jack Leg 1 Br. jack leg V=0.54 a/min Hnfo y anoline 0.63 Kg/T Scoop 3.5 y 3 Prod. 0.18 m³/hg	Jack Leg 1 Br. Neumat. V=0.36 a/min-0.45a/T Hnfo y anoline 0.34 Kg/T Scoop 2.5 y 3.5 y 3 En zona sur Minchas 0.05	En Zona sur de Cuadros de Madera	R. D.rit. por Chiavena y transporte con Dist. 300a.	1900 m. Lab. Prep./Bl. (12 a²) 575,000 T/Bl. 3.3 a/1000 T. Ext. 4.6 % de la Prod.	Ancho 2-20 m. Long. 200-400 a. Corte 2.5 a. Alt. taj. 5a. Alt. Bl. 40-60 a.	Por Relleno Debrítico y Puentes	Dil. 5% Rec. de res. 85-90% Min. Roto 5000 T/disp. Prod. en Tj. 12-14 T/hg. Prod. Subt. 4.5 T/hg.	4.09	Comp. Elec. Barr. Int. Iniciad. elect.
15	Mina Huaron Dep. Pasco Compañía Minera Huaron S.R.	Vetas, Bolzonadas y Santos. Min. Hidrotérmico con Zn, Pb, Ag, Andesitas y Calizas	4,300 a.s.n.m.	4'600,000 T con 5.31% Zn 3.36% Pb 9 Años	Pot. 0.8 - 2 a. Ext. 200-1500 a Prof. 300 a Duz. 65-90°	Dens. Min. 3.2 T/m³ Min. Regular R. Encaj. de Techo Poco Competente	Drenaje Natural Q = 720 m³/h	1,200 T/día 430,000 T/año	2 Guardias/día 360 días/año Pers. subter. 450	Socavones Pique (6a2)	20 Tajeos 2 Labores de Des. 4 Lab. Prep.	Locomotoras elect. y carros Mineros	Por Gravedad y Pique	Ventilación Natural y Mecánica	Jack Leg (4a2) Din. 65% Scoop elec. 0.5 y 1 y 3 elect.	Jack Leg 1.29 a/T Din. 45% Scoop Elect. 0.5 y 1 y 3 elect.	En Tajeos con plantillas de Madera	R. Hidráulico Clasificado y Producido en el Tajeo 50% Dist. 4000 a Dif. Niv. 500a	180 m. Lab. Prep./Bl. (12 a²) 21,600 T/Bl. 3.2 a/1000 T. Ext. 9.8 % de la Prod.	Ancho 1.2 - 2.5 m. Long. 50-210 m. Corte 1.5 a. Alt. taj. 4 a. Alt. Bl. 40-60 a.	Por Relleno Hidráulico y Puentes	Dil. 33-56% Rec. de res. 90% Min. Roto 135 T/disp. Prod. Tajeo 9.6 T/hg Prod. subt. 2.95 T/hg.	6.92	Las vetas Paralelas explot. por Corij. de Tajeos Vetas 0.8-2a. Comp. Elec. Barr. Int. Inic. Pirof.
16	Mina Julcani Dep. Huancavelica Compañía Minera Buena Ventura S.R.	Vetas Múltiples con Ag y Pb. Calizas Alteradas y Sond. Diamant.	4000-4500 asnm	12 Uz. Hg/T	Pot. 1 - 3 a. Ext. 1000 a Prof. 500 a Buz. 35 - 75°	Dens. Min. 3.0 T/m³ Min. Poco Competente R. Encaj. poco Competente	Drenaje por Boabeo	700 T/día 252,000 T/año	2 guard./día 360 días/año Pers. Subt. 790	Socavones Piques y Galerías de Nivel	7 Tajeos 2 Labores de Des. y Lab. Prep.	Locomotoras Electricas y carros Granby	Por Socavon y Pique	Ventilación Natural y Mecánica	Jack Leg Din. 45% Scoop 1 y 3 D y Carros Mineros	Jack Leg 0.8 a/T Din. 45% 0.17 Kg/T de Madera Minchas y Scoop de 1 y 3 D	Puntales de Madera	R. Hidráulico (60%) R. Convencional (40%) R. H Dist. 1200a	280 m. Lab. Prep./Bl. (9 a²) 25,900 T/Bl. 10.8 a/1000 T. Ext. 16.2 % de la Prod.	Ancho 2.4 m. Long. 100 a. Corte 1.5 a. Alt. Tj. 3.5 a. Alt. Bl. 40 a.	Por Relleno y Sostenimiento de Madera y puentes	Dil. 15% Rec. de res. 90% Min. Roto 75 T/disp. Prod. Tajeo 3.5 T/hg. Prod. Subt. 1 T/hg.	6.99	Comp. Elec. Barr. Int. Inic. Pirof.
17	Mina Milpo Dep. Pasco Compañía Minera Milpo S.R.	Lentes Irregulares. Min. Metasomatico con Ag, Zn, Pb. Geofisicas y Sond. Diamant.	4,100 a.s.n.m.	4'500,000 T con 4.5 Oz Ag/T 6.0% Zn 3.8% Pb 7 Años	Pot. 35 a. Ext. 35 - 40 a Prof. 450 a Buz. 85°	Dens. Min. 3 T/m³ Min. SKRN Competentes R. Encaj. Competentes	Drenaje por Boabeo Q=3.3 m³/h	2000 T/día 600,000 T/año	2 guard./día (12 Hrs. Por g.) 300 días/año Pers. Subt. 286	Socavones Piques y Raepas (4.5 x 3.5 a)	3 Tajeos 2 Labores de Des. y Lab. Preparac.	Locomotoras Electricas y carros, min. y Volquetes	Por Pique en las Raepas y Volquetes	Ventilación Mecánica y Natural	Jack Leg y jumbo Din. 60% Scoop elect. y Scoop D de 1 a 3.5 y 3	Jack Leg-Jumbo Neum. hidraul. 0.73a/T Din 60% 0.68Kg/T Scoop(cautivos) elect. y D. 0.5-3.5 y 3 y Minchas	Loza de Concreto	R. Convencional R. Hidráulico R. H Dist. 500a Niv = 300 a. R. con. 200a	340 m. Lab. Prep./Bl. (9 a²) 121,000 T/Bl. 2.8 a/1000 T. Ext. 7.6 % de la Prod.	Ancho 30 a. Long. 40 a. Corte 2.5 a. Alt. Tj. 6 a. Alt. Bl. 40 a.	Por Relleno y Loza De Concreto	Dil. 5% Rec. de res. 90% Min. Roto 1600 T/disp. Prod. Tajeo 19.1 T/hg. Prod. Subt. 7.8 T/hg.	7.45	Comp. Elec. Barr. Int. Inic. elect.
18	Mina Orcopaipa (Veta Calera) Dep. Arequipa Compañía Minera Orcopaipa S.R.	Vetas Paralelas Min. Hidrotérmico con Ag (poco Au) Andesitas	3,900 a.s.n.m.	1'350,000 T con 17.5 Oz Ag/T 6 Años	Pot. 2 - 12a (6a) Ext. 800 a Prof. 255 a Buz. 55°	Dens. Min. 3T/m³ Min. Poco Competente R. de Techo: Seacompetente	Drenaje por Gravedad y Socavones	810 T/día 210,000 T/año	3 guard./día 300 días/año Pers. Subt. 121	Socavones y Raepas (20a2)	4 Tajeos 2 Labor Des. 2 Labor Prep.	Locomotoras Electricas y carros Granby 8T.	Por Gravedad (Echaderos)	Ventilación Natural y Mecánica	TAM ROCK 2Br.N. E 400 T V=0.5 m/min Din 65% Scoop elect. 2.5 y 3 Scoop D 3.5 y 3	TAM ROCK 2Br. Neum. 0.44 a/T 0.22 Kg/T Scoop ele. 2.5 y 3 Scoop D. 3.5 y 3	Lozas de concreto armado	R. Aluvional. 80% con Scoop de 3.5 y 3 y Volquetes 15 T - 500 a. R. Lab. Des. 20%	1380 m. Lab. Prep./Bl. (4.4 a²) 267,000 T/Bl. 4.8 a/1000 T. Ext. 7.5 % de la Prod.	Ancho 3-12 a(6a). Long. 240 a. Corte 2.5 a. Alt. Tj. 4 a. Alt. Bl. 70 a.	Por Relleno y Loza de Concreto Armado a cada Nivel	Dil. 10% Rec. de res. 95% Min. Roto 110 T/disp. Prod. Tajeo 19 T/hg. Prod. Subt. 7.5 T/hg.	3.80	Comp. Elec. Barr. Int. Inic. Pirof.
19	Mina Pozos Ricos Dep. Cajamarca Compañía Minera Bolquirrui S.R.	Vetas y Bolzonadas. Min. Metasomatico con Pb, Ag, Sb. Calizas y Lutitas	3,100 a.s.n.m.	297,600 T (1986) con 7.6% Zn 3.2% Pb 4.5 Oz Ag/T 2 - 3 Raeps	Pot. 1-3a. Vetas 10 a. Bolzonadas Ext. 100-300 a Prof. 100 a Buz. 45-70°	Dens. Min. 2.8-3 T/m³ Def. Cal. 2.2 T/m³ Min. Poco Competente R. de Techo: Poco Competente	Drenaje Por Socavones Ph-Acida	300 T/día 108,462 T/año	2 guard./día 360 días/año Pers. Subt. 320	Socavones y Echaderos	6 Tajeos 3 Labor Des. y Labor. Prep.	Locomotoras con Bat. y carros min. hasta la superficie	Por Gravedad (Echaderos)	Ventilación Natural	Jack Leg Din. - Dinazol Vagonetas y Scoop de 1 y 3	Jack Leg 1.49 a/T Dinazol 45% 0.36 Kg/T Scoop 1 y 3 D y man.	Con Cuadros de Madera 0.22	R. D.ritico proviene de una cantera bransp. con volquetes y chisenas	150 m. Lab. Prep./Bl. (4.4 a²) 10,700 T/Bl. 14 a/1000 T. Ext. 9.2 % de la Prod.	Ancho 3 a. Long. 30 a. Corte 1.5 a. Alt. Tj. 4 a. Alt. Bl. 45 a.	Por Relleno Debrítico y Puentes	Dil. 25% Rec. de res. 88% Min. Roto 40 T/disp. Prod. Tajeo 5 T/hg. Prod. Subt. 1.05 T/hg.	6.87	Comp. Elec. Barr. Int. Inic. Pirof.

UNIDAD MINERA	CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO					ESTRUCTURA DE LA MINA					OPERACIONES UNITARIAS					CARACTERÍSTICAS DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN					Costo Operativo Comparativo de una Tonelada de Explotación en el Costo de Lab. Prep. \$/t	OBSERVACIONES	
	Geología del Yacimiento	Altura s.n.m.	Reserva (Prob.+Posib)	Geo. del Cuerpo Mineralizado	Características Geomecánicas	Hidrogeología (Caudal de Agua m ³ /h)	Producción T/día	Organización del Trabajo	Acceso al Yacimiento y Labores de Desarrollo	Nº de Tajeos	Transporte en los Niveles (Subterránea)	Extracción del Mineral hasta la Superficie	Ventilación	En Labores de Desarrollo y Preparación	En el Tajeo	Sostenia.	Relleno	Lab. Prepar. Necesarias	Geometría del Tajeo	Reestablecimiento del Equilibrio del Macizo Rocoso			Parám. del Met. Explot.
20 Mina Raura Dep. Huanuco Compañía Minera Raura S.A.	- Velas y Dolsonadas - Min. Singenético - Exploración con sondajes diamantinos - Calizas y dolomitas epidotizadas	1,800 a.s.n.m.	- 3'947,000 T con - 6.5 % Zn 3.2 % Pb - 0.4 % Cu - 3.2 Oz Hg/T - 7 Años	- Pot. 30-70 a(40) - Ext. 800-1000 a - Prof. 250 a. - Buz. 60°	- Dens. Min. 312 T/m ³ - Min. Skarn poco Competente - Roca Encaj. t/a3 - Resist. sin. y roca Alter. poco compet.	- Drenaje por Socavon y Boabas	- 1,500 T/Día - 350,000 T/Año	- 2 guard./día - 360 días/año - Pers. subter. 550	- Socavones - Raapas(5 + 4a2) - Galerías de Nivel Chianeeas	- 5 tajeos - 2 Labores de Des. - 1 Lab. de Prep.	- Volquetes de 10-18 T y Teletrans	- Volquetes de 18 T.	- Ventilación Mecánica y Natural	- Junco Boomer H-115 - Junco Drill Apher D. 0.86 m/T - Anfo. Din. 60% - 0.17 Kg/T - Scoop 2 y 3 D. - EIMCO 2 y 3 elect.	- Junco Boomer H-115 - Junco Drill Apher D. 0.86 m/T - Anfo. Din. 60% - 0.17 Kg/T - Scoop 2 y 3 D. - EIMCO 2 y 3 elect.	- U/t	- R. Conv. 50% - R. Hidrau. 50 % - Clasificado - Cap. 20a3/h - R.H. 2000 a. - R.C Dist. 1000a.	- 910 a. Lab. Prep./Bl. - 500,000 T/Bl. - 1.82 a/1000 T. Ext. - 12 % de la Prod.	- Ancho 40 a. - Long. 100 a. - Corte 4 a. - Rit. taj. 4a/mc. - Rit. Bl. 40 a.	- Por Pilares, Relleno y Puentes entre niveles	- Dil. 10 % - Rec. de res. 60 % - Min. Roto 350 T/disp. - Prod. en Tj. 13.8 T/hg - Prod. Subt. 4.76 T/hg.	4.76	- Comp. Elec. - Barr. Int. - Inic. elect.
21 Mina San Vicente Dpto. Junín Compañía Minera San Ignacio de Norococha S.A.	- Manto Concordante - Min. Singenético - Exploración con aporte hidrotermal con Zn y Pb en Dolomitas - Calizas Exfoliadas	1455-1750 a.s.n.m.	- 4'900,000 T con - 12 % Zn - 0.9 % Pb - 4 Años	- Pot. 80-120 a. - 7 Santos min. Paralelos - Ext. 1500 a. - Prof. 400 a. - Buz. 35°	- Dens. Min. 3 T/m ³ - Min. Poco Compet. - R. Encaj. Relleno - R. Techo: Regular	- Drenaje por Gravedad, Salida por nivel 1455	- 2 Guard.(12)/día - 300 días/año - Pers. subter. 290	- Socavones (10-14 a2) - Raapas(12-16a2) - Galerías de nivel, cruces, chianeeas	- 5 tajeos - 2 Labores de Des. - 1 Lab. de Prep.	- Scoop y locomotor elect. con carros de 10 T.	- Por Echaderos hasta Nivel 1455	- Ventilación Mecánica	- Junco B. H-116 - Anfo 0.7 a/T - Anfo 4 Din. 0.30 Kg/T - Scoop 3 y 6y3 - H.T. Paurat 8a/d.	- Junco B.H116 0.42a/T - Anfo y Din. 45 % - 0.17 Kg/T - Scoop D 3.5 -6y3 (200-500 a)	- Lab. Des. Pernos (58 X) - R. Hidraulico - Cosen. 2 capas - R. Conv. 42 % - Dist. 4000 a - R.H. dist. 2500a. - opc. 0.05 Dif. Niv. 400a.	- 1080 a. Lab. Prep./Bl. - 816,000 T/Bl. - 1.3 a/1000 T. Ext. - 7 % de la Prod.	- Ancho 120 a.(7) - Long. 120 a. - Corte 2 a. - Rit. taj. 6 a. - Rit. Bl. 60 a.	- Por Pilares Relleno y Puentes	- Dil. 15-30 % - Rec. de res. 45 % - Min. Roto 1200 T/disp. - Prod. Tajeo 20 T/hg(8) - Prod. Subt. 6.3 T/hg(8)	3.74	- Comp. Elec. - Broca-Barreno - Inic. elect.		
METODO DE EXPLOTACION : CORTE Y RELLENO DESCENDENTE																							
22 Mina Cerro de Pasco Dpto. Pasco Centroaim-Perú S.A.	- Explotación de los pilares tabulares dejados por N.E. corte y relleno ascendente. - Paredes de Relleno	ident. como Numero 12	Ver Numero 12	- Geo. de los Pilares - Ancho 4.5 a. - Ext. hasta 60 a. - Prof. 40 a. - Buz. Vertical	- Den. Min. 3 T/m ³ - Min. Competente - R. Encaj. Relleno - Ver Numero 12	ident. como Numero 12	- 480 T/día - 144,000 T/Año	- 2 guard./día - 300 días/año - Pers. Subt. 286	Ident. como Numero 12	- 3 Tajeos - 2 Lab. de Prep.	ident. como Numero 12	ident. como Numero 12	- Ventilación Mecánica y Natural	- Jack Leg - Din. y Anfo - Minchas de 13 Kw.	- Jack Leg 0.37 a/T - Anfo y Din. 0.16 Kg/T - Minchas de 22-30 Kw.	- Puntales de Madera 0.05	- R. Hidraulico - Cosen. 2 capas - Ira 1a(1:6) - 2da 3a(1:20) - dist. 1500a. - dif. niv. 50a.	- 125 a. Lab. Prep./bl. - 182,000 T/bl. - 0.7 a/1000 T. Ext. - 0.8 % de la Prod.	- Ancho 4.5 a. - Long. 60 a. - Corte 4 a. - Rit. Tj. 4 a. - Rit. Bl. 40 a.	- Por Relleno Cementado	- Dil. 10 % - Rec. de res. 95 % - Min. Roto 100 T/disp. - Prod. Tajeo 10 T/hg. - Prod. Subt. 3 T/hg.	7.15	- Comp. Elec. - Broca-Barreno - Inic. elect.
23 Mina Cerro de Pasco Dpto. Pasco Centroaim-Perú S.A.	- Cuerpos Irregulares grandes - Min. Metasomatico de contacto con Hg, Pb, Zn - Calizas	ident. como Numero 12	Ver Numero 12	- Pot. hasta 200 a. - Ext. 300 a. - Prof. 400 a. - Buz. casi vertical	- Den. Min. 3 T/m ³ - Min. Competente - R. de Techo: Compet.	ident. como Numero 12	- 1650 T/Día - 495,000 T/Año	- 2 guard./día - 300 días/año - Pers. Subt. 610	Ident. como Numero 12	- 6 Tajeos - 2 Labor Des. - 2 Labor Prep.	ident. como Numero 12	ident. como Numero 12	- Ventilación Mecánica	- Jack Leg Junco Boomer - Din. y Anfo - Scoop Elect. de 1 a 2.5 y3 (100 Kw)	- Junco J03 0.83 a/T - Jack Leg - Anfo y Din. 0.23Kg/T - Scoop elect. cautivos - 1-2.5 y3	- No se Utiliza	- R. Hidraulico - Cosen. 2 capas - Ira 1a(1:6) - 2da 3a(1:20) - dist. 1500a. - dif. niv. 50a.	- 13,320 a. Lab. Prep./bl. - 6'480,000 T/Bl. - 2 a/1000 T. Ext. - 7.2 % de la Prod.	- Ancho 200 m. - Long. 300 a. - Corte 4 a. - Rit. Tj. 4 a. - Rit. Bl. 40 a.	- Por Relleno Cementado	- Dil. 5 % - Rec. de res. 90 % - Min. Roto 145 T/disp. - Prod. Tajeo 12 T/hg. - Prod. Subt. 3 T/hg.	7.60	- Comp. Elec. - Broca-Barreno - Inic. Elect.
24 Mina Yauricocha Dpto. Lima S.A.	- Calizas Irregulares concordantes casi verticales - Exploración por labores Mineras Sond. Diamant. - Min. Replazam. metasomatico con Cu, Pb, Zn, Hg - Caliza y Granodiorit	4,600 a.s.n.m.	- 2'800,000 T con - 4.5 Oz Hg/T - 1.4 % Cu - 2.1 % Pb - 4.2 % Zn - 5 Años	- Pot. 10-30 a. - Ext. 1000 a. - Prof. 250 a. - Buz. 75 - 80°	- Den. Min. 3.6 T/m ³ - Min. de muy poca Consistencia - R. de Techo: Calizas - Alteradas poco compet.	- Drenaje Por Bombeo y gravedad hasta la galería principal	- 1400 T/Día - 516,000 T/Año	- 2 guard./día - 300 días/año - Pers. Subt. 244	- Por Socavon y Pique Echaderos hasta galería principal de extracción	- 10-12 Tajeos - 1 Labor Des. - 1 Lab. Prep.	- Por Niveles loc. elect. y carros por galería de extracción loc. elec. y carros granby	- Por echaderos hasta galería de extracción	- Ventilación Mecánica y Natural	- Jack Leg y Stoper - Din. 45 % - Scoops elect. 1 y3 (60 Kw.)	- Jack Leg 0.81 a/T - Pick Hammer corte directo - Din. 45 % 0.32 Kg/T - Se usa corte directo con pick hama. expl. - Minchas y Scoop 1y3.	- Cuadros de Madera - Neumatico en 2 y 3 - Capas(Arena + Cemento) - Loza de 1a 0.1 - 1:(6) y 1:(20)	- 250 a. Lab. Prep./bl. - 205,700 T/Bl. - 1.2 a/1000 T. Ext. - 3 % de la Prod.	- Ancho 25-30 a. - Long. 60 a. - Corte 3 a. - Rit. Tj. 3 a. - Rit. Bl. 40 a.	- Por Relleno Cementado	- Dil. 5 % - Rec. de res. 95 % - Min. Roto 60 T/disp. - Prod. Tajeo 9 T/hg. - Prod. Subt. 5.7 T/hg.	6.11	- Comp. Elec. - Barr. Int. - Inic. Elect.	

CAPITULO III

DESCRIPCION Y DEFINICION DE LOS FACTORES CARACTERISTICOS DE LOS METODOS DE EXPLOTACION Y SUS PARAMETROS CORRESPONDIENTES

Según los cuadros presentados en el capítulo precedente, los factores que caracterizan los métodos de explotación subterráneos analizados son los siguientes:

- Características del yacimiento
- Estructura de la mina
- Operaciones Unitarias
- Características de los métodos de explotación
- Costo operativo comparativo

Estos diferentes factores tienen sus elementos componentes expresados en parámetros, los cuales influyen directamente o indirectamente en la eficiencia de un método de explotación particular.

En el presente capítulo se describen y definen detalladamente cada uno de los factores señalados, sus parámetros correspondientes y las influencias recíprocas de estos parámetros sobre la eficiencia del método de explotación.

1. CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

Las características o condiciones naturales de un yacimiento tienen influencia determinante sobre:

- La selección del método de explotación más adecuado
- El diseño de la estructura de las labores mineras de acceso, desarrollo y preparación.
- La selección del equipo más adecuado a las condiciones dadas.
- La modalidad de sostenimiento
- La capacidad de producción en función de las reservas

1.1. Geología del Yacimiento

En términos de referencia se han presentado: el tipo de yacimiento, la mineralización y las rocas encajonantes.

Según el tipo de yacimiento, las 24 minas estudiadas se presentan de la siguiente forma:

- Vetas	44%
- Cuerpos	22%
- Mantos	19%
- Lentes	11%
- Anillo	4%

Los tipos de yacimiento mencionados dan la imagen general de la forma del yacimiento, lo cual constituye un factor importante en la selección del método de explotación.

Según el origen de la mineralización las minas estudiadas se agrupan en:

- De origen metasomático de contacto	52%
- De origen hidrotermal	48%

El origen del yacimiento está relacionado a la distribución de los componentes útiles en un yacimiento metálico, a la influencia de los factores metalogénicos sobre el mineral, a las rocas encajonantes y a la delimitación entre el mineral y la roca encajonante.

La geología del yacimiento tiene influencia sobre el método de explotación, la dilución del mineral, la productividad y las operaciones unitarias.

Las rocas encajonantes por lo general son rocas eruptivas (volcánicos e intrusivos) y sedimentarias, frecuentemente metamorfozadas.

1.2. Labores de Exploración Geológica y la Ubicación del Yacimiento sobre el Nivel del Mar.

Las labores de exploración geológica constituyen la fuente más importante de información sobre la: forma, dimensiones, continuidad, mineralización, rocas portadoras del mineral y encajonantes del yacimiento.

El grado de conocimiento de un yacimiento depende de la tecnología de la exploración, un yacimiento determinado solamente por sondajes de exploración (diamantinas con testigos), con una malla adecuada a sus características naturales, dispone de menor información que un yacimiento determinado por labores mineras de exploración. Por esta razón en el análisis de las condiciones del yacimiento se ha considerado de utilidad conocer la modalidad como fue determinado el yacimiento y de qué informaciones se dispone para el cálculo de reservas.

Otro factor natural es la ubicación del yacimiento. Para los yacimientos que se encuentran en zonas aisladas, la deformación de la superficie como consecuencia de la explotación no tiene importancia.

Pero en caso de yacimientos, que se encuentran debajo de zonas habitadas, obras civiles (carreteras, ferrocarriles) ríos o lagunas, la tecnología de explotación debe evitar toda deformación de la superficie.

La altura sobre el nivel del mar donde se encuentra el yacimiento, tiene influencia sobre: la accesibilidad, el rendimiento humano y de los equipos accionados por motores diesel y el clima.

La mayoría (64.5%) de las minas subterráneas de la gran y mediana minería del Perú están ubicadas a más de 4000 m.s.n.m. En el cálculo de los costos operativos, se ha tomado en cuenta la influencia de la altura donde están ubicadas las minas.

1.3. Reservas

El conocimiento de las reservas de mineral y su contenido de elementos útiles, permiten determinar el valor de un yacimiento, La reserva de mineral y de los componentes útiles es uno de los factores más importantes en el análisis tecnológico de una mina.

En función de las reservas probadas y probables se determina la capacidad óptima de una empresa minera. La envergadura de las reservas impone la aplicación de tecnologías de explotación adecuadas, pero para eso, es necesario conocer las reservas de un yacimiento antes de seleccionar el método de explotación y la estructura de la mina.

La definición del método de explotación permitirá la evaluación de parámetros tales como:

- La recuperación de reservas; y
- La dilución

Para la explotación racional de un yacimiento se recomienda que entre la reserva y los parámetros señalados se cumpla la relación siguiente:

$$C = \frac{R_{res} \times K_r}{100 - D} \quad (t/año)$$
$$T \times \frac{\quad}{100}$$

donde:

- C : Capacidad anual de producción de mineral de la mina (t/año)
- R_{res} : Reservas de mineral probadas y probables (t)
- K_r : Coeficiente de recuperación de las reservas por la explotación minera (<1.0)
- T: Duración de la explotación (años)
- D: Dilución expresada en porcentaje de estéril en el mineral(%)

En el análisis del estado tecnológico presente, esta relación entre reserva de mineral y parámetros básicos de explotación se ha confirmado solo en muy pocas unidades mineras (por ej. Cobriza), esto se debe a lo siguiente:

- La explotación (producción) de zonas mineralizadas comienza sin que el yacimiento haya sido delimitado y conocido.
- Las labores de exploración, desarrollo, preparatorias y tajeos se sobreponen muchas veces en sus secuencias, esto conduce al descubrimiento de nuevas reservas en el yacimiento, con pequeños pasos, seguido inmediatamente por la producción.

Esta es la razón por la que no hay una racional relación entre las labores básicas, consecuentemente no se asegura el equilibrio recomendado entre ellas, como:

- Labores de exploración adelantada 5-6 años, antes de la producción
- Labores de desarrollo con 2-4 años antes de la producción.
- Labores preparatorias, 6 meses hasta 1 año, antes de la producción.

Luego, para asegurar la continuidad de la producción a una capacidad económicamente favorable, las reservas explotables deben ser:

- Reservas totales determinadas por labores de exploración para 5 hasta 10 años.
- Reservas accesibles por labores de desarrollo para 2-4 años.
- Reservas preparadas para explotación, aproximadamente 1 año.

Cabe mencionar que en el presente estudio las reservas calculadas a la fecha de recopilación de los datos son reservas evaluadas por la unidad minera sin tener en cuenta las reservas posibles (de prognosis). En consecuencia, la duración calculada de la explotación minera no es representativa. En la realidad la duración es mayor.

Las leyes indicadas son informativas. Todas las minas realizan anualmente las cubriciones de reservas probadas y probables, sobre cuyas cifras se pagarán los planeamientos y programación de explotación declaradas.

1.4. Geometría del Cuerpo Mineralizado

El conocimiento de la geometría del cuerpo mineralizado, asociado principalmente a la forma y el buzamiento del yacimiento, son factores de primera importancia para la selección del método de explotación y esquema de la mina, adecuados.

En una mina, algunas veces se encuentran cuerpos mineralizados con diferentes geometrías y con importantes variaciones en las mismas, este hecho impone varios métodos de explotación. Por esta razón, en el presente estudio, el análisis de una mina está referido a las condiciones naturales del yacimiento donde se aplica el método de explotación analizado.

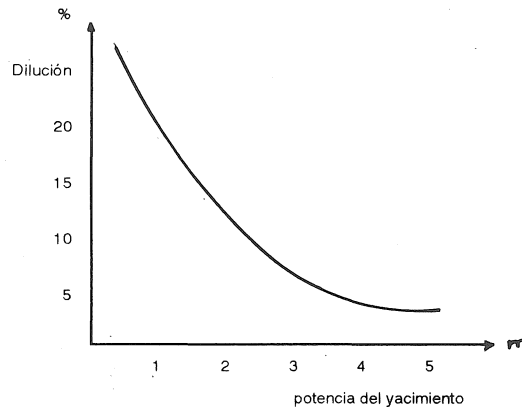
Los elementos geométricos analizados son:

- La potencia promedio y sus variaciones
- La extensión horizontal o direccional del cuerpo mineralizado.
- La profundidad o extensión en profundidad del cuerpo mineralizado.
- El buzamiento promedio que la caracteriza.

La potencia del yacimiento tiene influencia sobre:

- El ancho mínimo del espacio de trabajo y, en caso de potencias delgadas, sobre la posibilidad de usar equipos mineros de alta productividad.
- La cantidad de mineral roto por disparo
- La dilución del mineral extraído

La siguiente fórmula del cálculo de la dilución permite determinar relaciones entre la potencia del yacimiento y la dilución.



$$D = \frac{a - P}{a} \times 100\%$$

donde:

a= p+s(m.)

D: es la dilución (%)

P: la potencia del yacimiento (m.)

a: el ancho del tajeo (m.)

S: el espesor del estéril (m.)

La dilución obliga a transportar, moler y flotar roca estéril lo cual trae como consecuencia el incremento del costo de la producción. Teniendo en cuenta la modernización de las tecnologías de concentración, las cuales vienen contribuyendo a bajar los costos de operación y a incrementar la recuperación metálica, la influencia de la dilución sobre el costo del producto final (metal concentrado) ha disminuído. En el capítulo sobre los parámetros de explotación, se analiza la relación entre costos y dilución.

El efecto de la potencia de un yacimiento está compensada muchas veces por la alta ley del mineral. En este caso la medida de la factibilidad del método de explotación no está en la productividad sino en el contenido de metales en una tonelada y la recuperación de reservas.

La potencia del yacimiento en las 24 minas analizadas es variable, desde 0.5 m hasta de 100 m. En la selección del método de explotación la potencia es un factor importante. Este aspecto es tratado en detalle en el capítulo Métodos de Explotación.

La extensión del cuerpo mineralizado o yacimiento es un factor de influencia sobre el dimensionamiento de los bloques de explotación y sobre la estructura de la mina. En el estudio de las 24 minas, los yacimientos tipo vetas tienen mayor extensión, llegando a 2,000 m de longitud: un caso especial es el de la mina Casapalca, cuyas vetas llegan a 5,000 m.

El buzamiento constituye una de las características más significativas de un yacimiento, delimita la posibilidad de aprovechar el transporte por gravedad e influye en la modalidad de restablecer el equilibrio del macizo rocoso después de la explotación.

En función del buzamiento los yacimientos analizados son:

- De baja inclinación, hasta 20° - 25°.
- De mediana inclinación de 30° - 50°.
- De alta inclinación más de 50°.

La mayoría de las minas analizadas (83,3%) explotan yacimientos con buzamiento mayor de 50°.

En la selección del método de explotación más adecuado el buzamiento tiene su importancia. Los yacimientos poco inclinados se explotan por cámaras y pilares y sólo en casos de minerales valiosos con relleno de los espacios explotados o con pilares artificiales. Los yacimientos de mediana y alta inclinación se explotan por subniveles. Las vetas inclinadas con rocas encajonantes competentes se explotan por almacenamiento provisional.

1.5. Características Geomecánicas

Las características geomecánicas del mineral y de las rocas del techo, así como el comportamiento del macizo rocoso tienen influencia sobre:

- La selección del método de explotación más adecuado.
- El dimensionamiento de los pilares y puentes.
- La mecanización óptima de las operaciones unitarias.
- El uso del sostenimiento adecuado.
- La estructura de la mina y el dimensionamiento de las labores de desarrollo, preparación y tajeos.
- El restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso después de la explotación.

Por lo señalado, la minería no puede desconocer hoy, la importancia de las características geomecánicas y de la mecánica de las rocas del yacimiento y de las rocas encajonantes. Su desconocimiento conlleva a:

- Crear situaciones de inminentes accidentes y hasta catástrofes.
- Incrementar los costos para el sostenimiento y mantenimiento de las excavaciones.
- Perturbar y modificar la eficiencia de la secuencia de minado, etc.

La mayoría de las 24 minas analizadas en el presente estudio no tiene estudios de mecánica de rocas. La apreciación de la competencia del mineral y de la roca de techo fueron hechas en base de una evaluación práctica. Por esta razón el ancho y el corte de los tajeos son tomados en base de la experiencia de cada mina. Se recomienda que las unidades mineras deben usar dimensiones en los tajeos al límite del auto soporte calculado y pilares dimensionados. Con la profundización de las minas la necesidad de disponer de estudios de mecánica de rocas llega a ser más importante.

1.6 Hidrogeología del Yacimiento

En el estudio efectuado, las minas analizadas no disponen de estudios de Hidrogeología, con excepción de la mina Cobriza.

Para algunas minas la filtración de aguas desde la superficie (ríos, lagunas, etc) podría influir sobre la estabilidad del mineral y de las rocas encajonantes. Minas como: Santander, Juanita y Raura por ejemplo, necesitan un estudio de la hidrogeología del yacimiento y de la circulación de agua en el espacio explotado, a fin de prevenir con medidas adecuadas la disminución de la resistencia del relleno y pilares.

1.7 COMENTARIOS

Las condiciones naturales del mineral y de las rocas encajonantes influyen en la selección del M.E. adecuado y sobre los parámetros técnicos y económicos de una manera importante. Por esta razón es importante el conocimiento de las características del yacimiento antes de la selección de la tecnología más adecuada y eficiente. La

interdependencia de los factores de influencia y sus efectos sobre la factibilidad de tecnologías seleccionadas deben ser analizadas y cuantificadas para cada alternativa posible, de tal forma que el método de explotación que se aplique satisfaga las condiciones de seguridad y racionalidad y aseguren parámetros óptimos para la productividad, mecanización, recuperación de reservas, dilución mínima e índice mínimo de labores de preparación, con costo mínimo de extracción.

El presente análisis está fundamentado en las informaciones disponibles e informaciones recopiladas durante las visitas a las minas.

La geología del yacimiento, las labores de exploración y la ubicación del yacimiento han sido presentadas en términos de referencia.

En general la evaluación de reservas ha indicado que las labores de exploración geológica se presentan retrazadas para asegurar una explotación racional, como consecuencia, no se conoce el yacimiento en su complejidad y unidad, motivo por lo cual las capacidades de producción no son relacionadas a las reservas.

Las características geomecánicas no tienen una base científica de estudio, estas son evaluadas en base a la experiencia y práctica de explotación. Efectuar estudios competentes para la optimización de los M.E. es una necesidad que deberá cumplirse en el futuro a corto plazo. De la misma manera se deberán elaborar estudios de hidrogeología para yacimientos con infiltraciones de agua.

2. ESTRUCTURA DE LA MINA

2.1 PRODUCCION

El Perú es un país minero, con ingentes reservas de diversos minerales a lo largo de su territorio, explotándose un gran número de minas de diferente envergaduras.

La legislación peruana contempla específicamente 3 clases de minería:

Pequeña Minería	hasta 350 T/día
Mediana Minería	de 350 hasta 5000 T/ día
Gran Minería	más de 5000 T/día

En el Perú operan 43 minas subterráneas de la Mediana y Gran Minería, de las cuales se estudiaron 24 minas, obteniéndose el siguiente cuadro estadístico de producción.

300	500 t/día	12%
500	1000 t/día	47%
1000	2000 t/día	25%
2000	5000 t/día	12%
5000	10,000 t/día	4%

En el análisis efectuado en 4 minas, la producción diaria indicado en los Cuadros 1.1. al 1.5, se refiere a la producción obtenida en forma exclusiva por un determinado Método de Explotación. En las otras minas analizadas la producción diaria se refiere al total.

Generalmente la producción por año en las minas analizadas no corresponde a la capacidad óptima de éstas. La fórmula dada anteriormente y que aquí repetimos, la cual relacionada la capacidad de producción anual (P_{an}), las reservas de mineral (R_{res}), la recuperación de reservas (K_r), la dilución (D) y el tiempo de explotación (T), no se satisface más que para algunas minas.

$$P_{an} = \frac{R_{res} \times K_r}{T \times \frac{100 - D}{100}}$$

El nivel de producción alcanzado para los yacimientos analizados, no es el óptimo, debido a lo siguiente:

- Las labores de exploración se hallan retrasadas, no llegando a conocer las reservas potenciales del yacimiento.
- La producción comienza con niveles modestos, en zonas donde las labores de exploración revelaron la existencia de minerales ricos.
- El incremento de la producción depende principalmente del nivel de los precios de los metales y de las situaciones coyunturales.

La relación secuencial que debe existir en el desarrollo racional de las labores mineras no se respeta. Una explotación racional exige:

- Anticipar las labores de exploración de 6-10 años
- Anticipar las labores de desarrollo de 2-3 años
- Anticipar las labores de preparación de 1 año

Esto quiere decir que las reservas explotables potenciales deben ser de 6 a 10 veces mayores que la producción anual, las reservas abiertas por labores de desarrollo deber ser de 2 a 3 veces mayores y las reservas preparadas para explotación por lo menos una vez mayor.

2.2 ORGANIZACION DEL TRABAJO

En el presente estudio se han tomado en cuenta los siguientes ciclos o períodos de trabajo.

- Número de días/año
- Número de guardias/día
- Número de horas/guardía

En la gran mayoría de las minas la guardia de trabajo es de 8 horas, salvo 2 excepciones, donde la guardia se prolonga a 12 horas, lo cual no es recomendable. Del total de las minas estudiadas, el 75% de las mismas trabajan en 2 guardias/día y el 25% de los restantes trabajan 3 guardias/día. El 60% de las minas en referencia trabajan 300 días/año y el 40% trabajan 360 días/ año.

A fin de determinar los parámetros de productividad total de la mina, es importante conocer el número de personas que trabajan en el interior de la mina(subterránea) este personal lo compone aquellos que directamente realizan labores productivas y aquellos que desempeñan labores auxiliares.

Algunas minas operan 360 días/año, con perjuicio de la capacidad productiva del personal, produciéndose estados de ergonomía adversos y condiciones de inseguridad.

2.3 ACCESO Y LABORES DE DESARROLLO

En las minas analizadas existen diversos tipos de labores de acceso a los yacimientos, siendo los más utilizados:

Socavones	40%
Rampas	40%
Piques	20%

Las dimensiones de las labores de acceso son generalmente mayores que las de desarrollo o preparación., porque en ellas se distribuyen las redes principales de servicios como: aire comprimido, agua, fluido eléctrico y relleno para mina.

El 67% de las minas estudiadas poseen rampas en material estéril, éstas sirven de acceso y desarrollo. Por el alto costo de mantenimiento no es recomendable construir labores de acceso y desarrollo en zonas mineralizadas.

La mayor parte de las minas donde existen piques, se ven limitadas en la capacidad de izaje de mineral, en la introducción del relleno, así como en la inyección de aire fresco y servicios de mina.

La tendencia general es de reemplazar los piques por rampas en espiral para facilitar el acceso del equipo LHD a los tajeos y del personal por movilidades automotrices.

Las minas analizadas se dividen mediante niveles y verticalmente por medio de chime-neas, determinándose de este forma los blocks de explotación o tajeos.

En el 58% de las minas estudiadas los niveles están separados cada 40m., en otras las separaciones van desde 30,45,60,65 y 70 hasta 90 m.

Los M.E. por almacenamiento provisional y por subniveles son los que tiene los niveles más separados, contrariamente el M.E por cámaras y pilares es el que tiene los niveles menos separados (30- 40 m.)

2.4 NUMERO DE TAJEOS, NUMERO DE LABORES DE DESARROLLO Y LABORES PREPARATORIAS.

Entre el número de tajeos, número de labores de desarrollo y número de labores de preparación, normalmente debe existir una relación de 5,2 y 1 . Esta relación asegura la uniformidad y continuidad de la extracción del mineral.

En las minas analizadas, el 80 a 95% de la producción proviene de tajeos y el 5% al 20% restante proviene de labores preparatorias y de desarrollo.

Se ha determinado que el mineral que procede de labores preparatorias y desarrollo se obtiene con un costo unitario de 2 a 5 veces más alto que el mineral extraído de los tajeos; este mayor costo se debe al hecho de que las labores de preparación y desarrollo se caracterizan por:

- Tener frentes de trabajo con una cara libre
- Su prolongada duración, lo hace que requieran sostenimiento
- Estar generalmente equipados con servicios mineros (ventilación, tuberías de aire y agua, cables eléctricos; etc)

Los tajeos se caracterizan por:

- Tener frentes con 2 caras libres
- Estar delimitados por bloques de explotación
- Voladuras de mayor envergadura
- Tener frentes de corta duración
- El abandono o llenado de los vacíos después de realizada la explotación, según el método de explotación.

Teniendo en cuenta que el tajeo es el elemento base de la producción de una mina, se pueden formular las siguientes relaciones matemáticas entre la producción de las labores preparatorias y los tajeos.

$$(1) \quad P_{\text{día}} = N_{\text{tj}} \times P_{\text{tj}} + N_{\text{Lp}} \times P_{\text{Lp}} \quad \text{en t/día}$$

$$(2) \quad P_{\text{tj}} = P_{\text{día}} \times \frac{100 - \text{PLP}}{100}$$

$$(3) \quad P_{\text{Lp}} = P_{\text{día}} \times \frac{\text{PLP}}{100}$$

Donde:

N_{tj} = Número de tajeos

P_{tj} = producción promedio de un tajeo por día

N_{Lp} = número de labores preparatorias

P_{Lp} = producción promedio por una labor preparatoria por día

$P_{\text{día}}$ = producción por día

por L.P. = % de producción que proviene de labores preparatorias.

La producción de las labores de desarrollo no han sido consideradas porque no son significativas y generalmente se ejecutan en rocas estériles.

2.5 TRANSPORTE

Para el transporte del mineral en los niveles y su extracción final hasta la superficie, se utiliza el tipo adecuado de maquinaria, seleccionado en base a un estudio de tiempos, a la capacidad de producción de la mina y el aprovechamiento de la gravedad.

En las minas analizadas en el presente estudio, mayormente el transporte en los niveles se realiza mediante locomotoras (68%), volquetes de bajo perfil (28%) y faja transportadora (4%)

2.6 EXTRACCION DEL MINERAL HASTA LA SUPERFICIE

En las minas estudiadas se puede observar que el 67% de ellas utilizan rampas para extraer el mineral, el 13% lo hacen por piques y el 20% restante por socavones.

Los accesos son utilizados mayormente para la extracción del mineral y la introducción de relleno.

2.7 VENTILACION

Casi la totalidad de las minas estudiadas ventilan sus labores mediante el uso de ventiladores eléctricos.

La ventilación se adecúa generalmente al Método de Explotación aplicado en cada mina; los accesos son las fuentes de inyección de aire fresco.

En las minas donde se operan con equipos diesel, se ha notado que existe deficiencias en la distribución de aire fresco. La distribución de aire fresco en tajeos es un problema muy difícil de resolver en estos casos. En las minas analizadas, la distribución de aire fresco se hace por difusión, que no es la mejor solución.

Muchas veces la mecanización de las minas se ha aplicado sin correlacionar la ventilación adecuada con la mecanización, motivo por el cual el crecimiento de la productividad esperada no se realiza.

2.8 COMENTARIOS

La presentación breve de la estructura de las minas analizadas sirve para conocer la ubicación y repartición de los bloques de explotación (tajeos), así como de las labores mineras de acceso a los tajeos y la modalidad de transporte del primer echadero hasta la superficie.

El elemento básico que define la estructura de una mina es el bloque de explotación o tajeo; por esta razón, el diseño de la estructura adecuada de una mina se realiza a partir del tajeo, el cual se define en base a la selección del método de explotación óptimos para un yacimiento dado.

Las secciones de las labores de desarrollo (niveles), de las rampas y de los echaderos- los cuales constituyen los principales elementos de la estructura de las minas- se dimensionan en función de la capacidad de la producción, de la tecnología de transporte en la mina, de los equipos usados en los tajeos, de la ventilación necesaria, drenaje, etc.

La actividad racional de una mina, desde el punto de vista técnica y económico, se desarrolla en tres zonas distintas, que son las siguientes:

- Zonas en desarrollo; en las cuales se realizan labores mineras que definen la estructura de la mina (rampas, piques., galerías de nivel, echaderos y chimeneas principales)
- Zonas en preparación; en las cuales se definen la geometría de los tajeos y se aseguran las condiciones necesarias para su explotación (ventilación, dos vías independientes de salida, evacuación del mineral, ingreso del personal, equipo, relleno, etc.)
- Zonas en explotación (tajeos); de las cuales se arranca el mineral, aprovechando la facilidad dada por las dos caras libres, luego se realiza la carga y evacuación del mineral hasta el primer echadero y posteriormente el reestablecimiento del equilibrio del macizo rocoso.

La relación secuencial racional entre zonas exige:

- La ejecución de las labores de desarrollo, 2 a 3 años antes de la explotación
- La ejecución anticipada de las labores preparatorias, 6 meses a 1 año antes de la explotación.

Por un lado, cuando la relación racional entre la producción de la mina y las reservas se cumple (ver numeral 2.1) y por otro lado, cuando la relación secuencial entre labores de desarrollo, labores preparatorias y tajeos es respetada, la estructura de la mina tiene un carácter dinámico, permitiendo distinguir dos zona:

1. La zona activa, que comprende
 - .Una parte en exploración, desarrollo y preparación
 - .Otra parte en explotación (tajeos)
2. La zona explotada, la cual debe ser aislada de la estructura de la mina, debido a que no hay necesidad de acceder a ella; el restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso se produce sin efectos importantes sobre la zona activa.

Una estructura racional de la mina, permite mantener el mínimo de labores de desarrollo y preparación, asimismo, permite concentrar la producción con la consiguiente reducción del personal auxiliar y los costos de mantenimiento.

3. OPERACIONES UNITARIAS

En este punto se analizan los siguientes aspectos:

- Los equipos y parámetros utilizados en las labores de desarrollo y preparación.
- Las operaciones unitarias en los tajeos y los equipos y parámetros característicos para estas operaciones.
- El sostenimiento y el relleno en tajeos.

El grado de mecanización influyen sobre la productividad y los costos del mineral minado.

A fin de obtener mayor eficiencia, el equipo usado debe ser adecuado al método de explotación, a las características geomecánicas del mineral, a la capacidad de producción, a la ubicación sobre el nivel del mar, etc.

3.1 EQUIPOS Y PARAMETROS PARA LABORES DE DESARROLLO Y PREPARATORIAS

Teniendo en cuenta en el presente estudio se refiere al estado tecnológico de los métodos de explotación, el análisis del equipo usado en la realización de las labores de desarrollo y de preparación es superficial.

En las 24 minas analizadas, la perforación es 100% mecanizada, para la perforación se utiliza el siguiente equipo:

- | | |
|--------------|-------|
| - Jack Leg | 41.7% |
| - Cavo Drill | 20.8% |
| - Jumbos | 37.5% |

La utilización del Jack Leg es generalmente para labores de preparación. Los equipos son adecuados a la sección de la labor minera.

Para la voladura se utilizan:

- | | |
|----------------------|-----|
| - Cargado Manual | 67% |
| - Cargado Mecanizado | 33% |

El equipo utilizado para carga mecanizada es el cargador neumático de ANFO. El cartucho iniciador se coloca manualmente.

Para la limpieza se utilizan:

- Winchas Scraper 12.5%
- Pala Neumática 16.7%
- Scooptrams 70.8%

La limpieza es 100% mecanizada. En función de la sección y tipo de labor, se utilizan:

- Para secciones hasta 8m², winchas scraper en labores preparatorias y pala neumática en labores de desarrollo;
 - Para secciones mayores de 8m², la utilización de scooptrams se ha generalizado.
- Las chimeneas y echaderos se realizan con Raise borer de 1.2 hasta 2.3 m. de diámetro.

3.2 OPERACIONES UNITARIAS EN LOS TAJEOS, EQUIPOS Y PARAMETROS

Las operaciones unitarias usadas por los métodos de explotación analizados se presentan en el siguiente cuadro:

Operaciones Unitarias Metodo de Explotación	Desquinche	Perforación	Voladura		Acarreo hasta 1er. echadero	Relleno Conv. o Hidráulico		Sostenimiento en tajeos
			En pequeña escala	Masi-va		Sin aditivos	Cementado	
Cámaras y pilares	Nec	Nec	Si	-	Si	No	No	Opc.
Almacenamiento	Nec	Nec	Si	-	No	No	No	No
Caracteres Verticales CVR	No	Nec	-	Si	No	No	No	No
Sub-Niveles (con relleno)	No	Nec	-	Si	Si	No	Si	No
Corte y Relleno Ascendente	Nec	Nec	Si	-	Si	Si	No	Opc.
Corte y Relleno Descendente	No	Nec	Si	-	Si	No	Si	No

* Necesario

** Opcional

En la actualidad la tecnología de explotación en la minería mundial y del Perú se realiza por:

- a. Perforación y voladura
- b. Corte directo
- c. Procedimientos especiales como: solubilización, lixiviación, gasificación, etc.

Hasta ahora en la minería de los minerales metálicos que es la más desarrollada en el Perú, la tecnología usada es por método de "Perforación y Voladura"

3.2.1. Desquinche

En la práctica minera el desquinche se realiza por un grupo de dos mineros bien instruídos o por el grupo de perforistas. La duración de la operación de desquinche es de 15' hasta 30'. Se realiza después de cada disparo, antes del ingreso del personal en el tajeo y después de la ventilación. La seguridad contra la caída de rocas depende de la eficiencia del desquinche.

3.2.2 Perforación y Consumo de Taladros por Tonelada de Mineral

La perforación es una de las operaciones unitarias más importantes, influye directamente

en la eficiencia de los métodos de explotación.

La eficiencia de la perforación dentro de un método de explotación es expresada por los siguientes factores:

- La velocidad de penetración en m/min, que depende de la competencia del mineral o roca perforada y del rendimiento del equipo usado.

- El consumo de taladros para obtener una tonelada de mineral, expresado en m/t.

El consumo de taladros por tonelada de mineral varía con el método de explotación aplicado y la competencia del mineral. La velocidad de penetración es el factor más importante en la determinación del costo unitario de un metro de taladro expresado en \$/m*. El costo de la perforación por tonelada de mineral expresado en \$/t de mineral resulta de la aplicación de la siguiente relación:

Costo perf.= Consumo de taladros m/t x precio en \$/m

Del análisis efectuado en las 24 minas se llegó a determinar que la perforación en tajeos se realiza con los siguientes equipos:

- Jack Leg, cuya longitud de perforación promedio es de 1.5m a 2.5 m, lo utilizan el 37.3% de las unidades mineras.

- Stoper, cuya longitud de perforación promedio es de 1.5m. a 2.5. lo utilizan el 4.4% de las unidades mineras.

- Cavo Drill-350 y Upper Drill de 1 y 2 brazos, cuya longitud de perforación promedio es de 2.5 m. a 3.6 m., lo utilizan el 25% de las Unidades Mineras.

- Jumbos hidráulico Boomer H-115 y Tam Rock de 1 y 2 brazos cuya longitud de perforación llega hasta 15 m. lo utilizan el 33.3% de las unidades mineras.

La eficiencia de los equipos de perforación varía en función de la competencia de la roca, desde 0.24 m/min para una roca competente hasta 0.65 m/min para roca poco competente, es decir la eficiencia en esta última es 2.7 veces mayor en comparación con una roca poco competente. La eficiencia de los equipos de perforación varía también con el tipo de equipo usado, desde 0.24 m/min con el Jack- Leg, 0.33m/min con Cavo Drill hasta 0.72 m/min con Jumbo Boomer H-115, o sea con este último se obtienen eficiencias hasta 3 veces mayores que con los primeros.

Para cuantificar la participación de la perforación en los métodos de explotación, en el presente estudio se ha utilizado como índice el consumo específico de taladros por tonelada de mineral minado (m/t)

Este consumo específico varía con los métodos de explotación analizados del siguiente modo:

Cámaras y pilares	1.22m/t
Almacenamiento	0.99m/t
Subniveles	0.25m/t
Cráteres Verticales(CVR)	0.37m/t
Corte y Relleno Ascendente	0.74m/t
Corte y Relleno Descendente	0.67m/t

El alto consumo de taladros en el método de explotación por Cámaras y Pilares se debe a la falta de caras libres para la voladura.

En las minas analizadas, el consumo específico relativamente elevado para el método de explotación por almacenamiento se debe a la potencia baja de las vetas (0.8 hasta 2m) y a la competencia del mineral explotado. En este caso, el equipo de perforación utilizado es Jack- Leg y Stoper.

El método de explotación por sub-niveles usando taladros largos de 50 mm. de diámetro arroja el más bajo consumo de taladros para obtener una tonelada de mineral (0.25m/t).

Por esta razón y por otras ventajas adicionales este método de explotación se constituye en uno de los más eficientes desde el punto de vista técnico y económico, claro está toda vez que las condiciones naturales del yacimiento permitan su uso. El equipo de perforación en este caso es el Tam Rock y Track Drill.

El método VCR permite bajar el consumo de taladros por tonelada de mineral a un nivel de 0.36m./t

El método de explotación más usado es el corte y relleno ascendente. Para las minas analizadas, el consumo de taladros promedio para este minado es 0.74 m/t pero varía desde 0.42 hasta 1.49 m/t en función de las condiciones naturales del yacimiento, la envergadura de la producción, la mecanización aplicada y el diseño del método de explotación. Para el caso de la gran minería (Cobrizo, Huanzala), el consumo de taladros es de 0.45 m/t, debido al buen diseño del método de explotación y a la optimización de la voladura. El mineral roto obtenido por cada disparo es de 5,000 hasta 14,000 t. El equipo de perforación usado es el Jumbo Boomer.

La agrupación de los valores de consumo específico de taladros para las minas analizadas donde se usa el método de explotación corte y relleno ascendente resulta en lo siguiente:

Consumo específico de taladros (m/t)	No de minas	Porcentaje
0.42-0.45	5	38%
0.45-0.75	2	15%
0.75-1.0	4	32%
más de 1	2	15%

El consumo de taladros para el método de explotación por corte y relleno descendente es de 0.37 m/t en el caso de recuperación de los pilares, y de 0.82 m/t en caso de la explotación de cuerpo de mineral, esto se debe a que los pilares tienen 3 caras libres y la roca ya se encuentra debilitada por el minado del tajeo.

3.2.3 Voladura y Factor de Potencia

La voladura es una operación unitaria muy importante y necesaria para explotar el mineral en el tajeo, por las siguientes razones:

- Es una operación peligrosa
- Necesita la interrupción de todas las actividades dentro de una distancia de seguridad, desde 30 min. hasta 1-2 horas, lo cual significa una tecnología de producción discontinua.
- El reinicio de la actividad minera sólo puede ejecutarse después de la eliminación de los gases tóxicos de la explosión mediante ventilación forzada con duraciones desde 30 min. hasta varias horas, duraciones que están en función de la eficiencia de la ventilación.
- La realización de cada voladura obliga a la ejecución de la operación de desquinche para los métodos de explotación, donde el ingreso de personal en el tajeo es necesario (ver numeral 3.2)
- La envergadura de la voladura determina la posibilidad de mejorar la organización del trabajo concentrando la producción y permite el uso de equipo de acarreo de mayor capacidad.
- Los resultados de la voladura y el consumo de explosivos son influenciados por las características geomecánicas del mineral.

Por las razones enunciadas la modalidad y envergadura de la voladura influye directamente sobre la productividad en el tajeo.

En las minas analizadas se utilizan para la voladura en los tajeos los siguientes explosivos:

Explosivo	Porcentaje del total de minas
- Dinamita	41.7%
- ANFO-Dinamita	50.0%
- ANFO-FANEL	8.3%

La mayoría de las minas que utilizan ANFO realizan el cargado con cargador neumático.

La optimización de la voladura necesita un estudio preliminar seguido por investigación de sus operaciones a fin de asegurar:

- La obtención de la máxima cantidad de mineral roto por disparo, en función del método de explotación usado, de los elementos geométricos del tajeo (y del yacimiento), del equipo utilizado, de la longitud y diámetro del taladro, etc.
- Buenos resultados en el fracturamiento requerido
- La realización del disparo y la ventilación en corto tiempo para reducir la duración de la interrupción del proceso productivo.
- La seguridad total de la operación.
- El mínimo efecto microsísmico sobre la caja techo y paredes laterales del tajeo.
- El mínimo factor de potencia, sin crear la necesidad de realizar voladura secundaria.

Es necesario mencionar que la voladura secundaria es una de las operaciones más costosas y disminuye la productividad en el tajeo.

La voladura puede ser caracterizada por los siguientes parámetros:

- El consumo de explosivo por tonelada de mineral o denominado también factor de potencia, el cual se expresa en Kg/t.
- La cantidad de mineral roto por disparo, expresado en toneladas (t)

En las 24 minas analizadas, los factores de potencia promedios en función del método de explotación usado se presenta como sigue:

- Cámaras y Pilares	0.29 Kg/t
- Almacenamiento	0.32 Kg/t
- Sub-Niveles	0.31 Kg/t
- Cráteres Verticales (V.C.R.)	0.48 kg/t
- Corte y Relleno Ascendente	0.26 kg/t
- Corte y Relleno Descendente	0.24 Kg/t

Lo encontrado en la práctica usual de las Empresas Mineras, es que los consumos de explosivos son expresados en Kilogramos de explosivo (Dinamita+ANFO), sin considerar la utilización de explosivo equivalente.

El análisis de los factores de potencia promedios antes mencionados, nos lleva a las siguientes conclusiones:

- a. Para el método de explotación por cámaras y pilares, el consumo de explosivo de 0.29 Kg/t es considerado dentro del rango normal.
- b. En las minas en las cuales se utiliza el método de explotación por Almacenamiento registran factores de potencia que varían desde 0.22 kg/t hasta 0.5 kg/t, según la competencia del mineral y la envergadura del disparo.
- c. El método de explotación por subniveles permite el empleo de taladros largos y de mayor diámetro (50 mm.), así mismo permite la ejecución de voladuras masivas. La mina Juanita constituye en ejemplo positivo para la optimización de la voladura en mineral competente, en esta mina se obtiene un consumo de explosivo de 0.12 kg/t, el cual está muy cerca del mínimo posible en las condiciones dadas. Las minas Santander y Raúl trabajan con alto factor de potencia(0.4-0.42 kg/t)
- d. El alto factor de potencia registrado en el caso del método de explotación por V.C.R (Mina Monterosas) se debe a la alta competencia del mineral y a la falta de optimización de voladura.

- e. Para el caso del método de explotación por corte y relleno ascendente se ha obtenido en base a 13 minas un factor de potencia promedio de 0.26 Kg/t, el cual puede considerarse como un resultado bueno, esto se debe a la vasta experiencia que hay en el uso de este método de explotación. Merece señalar que las minas Cobriza y Milpo en las cuales se usan voladuras masivas, registran un factor de potencia de 0.18 Kg/t, lo cual hace que estas se constituyan en ejemplos positivos a seguir.
- f. En la recuperación de pilares usando el método de explotación por corte y relleno descendente, el consumo de explosivos para el caso de la mina Cerro de Pasco de 0.16 Kg/t se considera dentro del rango normal, para el caso de la explotación de cuerpos de mineral los consumos de 0.23 y 0.32 Kg/t corresponden también a las condiciones naturales y tecnológicas de la explotación.

3.2.4 Acarreo del Mineral hasta el Primer Echadero

En este numeral se analiza la modalidad de evacuación de mineral roto, por equipo mecánico, desde el tajeo hasta el primer echadero.

Del análisis efectuado en las 24 minas se determinó que el acarreo (carga, transporte y descarga) se realiza del siguiente modo:

Acarreo	Porcentaje
Wincha Scraper	12.5 %
Scooptram	75 %
Por Gravedad	12.5%

En el presente estudio, al tratar sobre el Costo Operativo del Acarreo, se han analizado los factores que influyen en la eficiencia del acarreo. Estos factores y su participación cuantitativa en el costo del acarreo han sido tomados en cuenta en el programa computarizado del costo operativo comparativo en el tajeo (numeral 5)

La utilización de scrapers para el acarreo en los tajeos ha disminuído mucho en los últimos tiempos, no por razones económicas sino por razones de eficiencia en la movilidad de los scoops. Actualmente en la Mediana Minería Subterránea se usan scrapers para el acarreo solamente en el caso de tajeos de menores anchos y longitudes, así como de capacidades de producción bajas; en estas condiciones el uso de las scrapers es eficiente.

En la Gran-Minería Subterránea y la mayoría de las minas de la Mediana Minería, se ha generalizado el uso de scoops-diesel y electricos. En general, la capacidad de los Scoops (LHD), corresponde a las condiciones de yacimiento, pero no está en relación óptima con la capacidad de producción y con su utilización. Los scoops más utilizados son los de 2.5 - 3.5 yd³ hasta 6yd³ Diesel.

La capacidad de transporte es determinado por:

- La distancia promedio de transporte e inclinación de la vía
- La capacidad de la cuchara
- El mineral obtenido por disparo
- La fracturación del mineral y la penetrabilidad de la cuchara en el mismo
- La potencia del motor, adecuada a la altura de la mina

El tiempo promedio no trabajado de los equipos de acarreo es de 45% de la duración de una guardia. Para obtener la eficiencia máxima con los scoops, es necesario asegurar las siguientes condiciones:

- Las galerías de acceso deben tener una sección adecuada a las dimensiones del scoop.
- Los caminos deben estar en buen estado, con inclinaciones menores de 10%
- La masa de mineral debe ser grande y de adecuada fracturación
- La ventilación debe ser correspondiente a la potencia de los motores Diesel

- El personal operativo debe estar bien instruido y examinado.
- Los motores de potencia deben ser adecuados a la altura de la mina

Del análisis efectuado para las 24 minas subterráneas de la Mediana y La Gran Minería Peruana, desde el punto de vista de acarreo, se detallan los siguientes aspectos:

- El acarreo en los tajeos se encuentra 100% mecanizado
- El uso de scoops se ha generalizado
- Con la continua subida del precio de los combustibles, los scoops eléctricos vienen siendo cada vez más atractivos
- Es necesario realizar estudios para optimizar la capacidad de los scoops con la capacidad de la mina y de los tajeos.
- La ventilación de las minas altamente mecanizadas con Scoops Diesel es insuficiente.
- Es necesario contemplar el rediseño de las minas para asegurar condiciones adecuadas de acceso, mantenimiento y utilización de los scoops

3.2.5 Sostenimiento en los Tajeos

En las 24 minas analizadas no se usa el sostenimiento en los tajeos, solamente en casos muy especiales

Para evitar caídas de rocas en forma de cuñas, se usan pernos de roca o puntales de madera.

3.2.6 Relleno

De las 24 minas analizadas, la mayoría de ellas (71%) usa el relleno de tajeos para el reestablecimiento del equilibrio del macizo rocoso.

Los métodos de explotación por cámaras y pilares, almacenamiento y C.V.R., no usan relleno para las excavaciones realizadas, estas son abandonadas después de la extracción del mineral.

Los diferentes tipos de relleno que utilizan las minas analizadas (17 minas del total de 24), son los siguientes:

Tipo de Relleno	Porcentaje del total de 17 minas
- Relleno Hidráulico sin Aditivos	29.4%
- Relleno Hidráulico Cementado	23.5%
- Relleno Convencional,	
- de Canteras	5.9%
- Detrítico	17.7%
- Relleno Hidráulico sin Aditivos y Convencional	23.5%

En el numeral donde se trata el Costo Operativo Comparativo del Relleno (numeral 5), se han analizado los factores que determinan la eficiencia del relleno.

El uso del relleno influye en una medida importante en el costo del mineral minado. En la selección de los métodos de explotación cada vez se prefieren aquellos métodos que no requieren relleno. Su uso es recomendado solamente cuando las condiciones geológicas, geomecánicas y de ubicación imponen la necesidad de reestablecer el equilibrio del macizo rocoso.

En el estudio del estado tecnológico, en las 24 minas analizadas, se debe resaltar la necesidad de evaluar la posibilidad de reemplazar el método de explotación por Corte y Relleno Ascendente por otros métodos más eficientes, que no requieren el uso del relleno para el reestablecimiento del equilibrio del macizo rocoso.

3.3 COMENTARIO

La optimización de las operaciones unitarias trae como consecuencia la optimización de la eficiencia de los métodos de explotación seleccionados. Se ha establecido una recíproca influencia entre la selección del método de explotación adecuado para un yacimiento y las operaciones unitarias correspondientes, este hecho hace que la eficiencia máxima esté determinada por la optimización de ambos.

En el cálculo del costo operativo comparativo para los métodos de explotación analizados, se han utilizado los parámetros característicos de las operaciones unitarias presentados en este capítulo.

4. CARACTERISTICAS DEL METODO DE EXPLOTACION

Para evaluar la eficiencia de los métodos de explotación subterráneos analizados se definieron los siguientes parámetros y factores importantes:

- Reserva de mineral explotable por block
- Longitud de labores preparatorias necesarias para un block de explotación representativo
- Índice de metraje de labores preparatorias por 1000 toneladas extraídas del tajeo.
- Porcentaje de la producción de mineral extraído por labores preparatorias con relación a la extracción total.
- Elementos geométricos del block de explotación (tajeo)
- Consumo específico de explosivos en tajeos (factor de potencia). Kg/ t y consumo de taladros en m/t de mineral extraído.
- Modalidad de restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso
- Parámetros básicos como: dilución, recuperación de las reservas del block de explotación, mineral roto obtenido por disparo, productividad en tajeo y productividad subterránea.

El costo operativo de una tonelada de mineral extraído en tajeo (\$/t) será calculado y analizado en base a los parámetros y factores antes mencionados en el numeral siguiente (5)

A fin de evaluar las características de los métodos de explotación en el presente estudio, se han diseñado esquemas representativos para cada método de explotación analizado. Estos esquemas contienen tres vistas (de frente, en plano y en sección); los blocks de explotación y las labores preparatorias en los esquemas dan una imagen general del método de explotación, así como, de la evaluación volumétrica de todas las labores relacionadas al block.

4.1 Labores de Preparación

Cada método de explotación exige para su aplicación construir labores preparatorias de 2 hasta 5 veces mayor en costo, al costo del mineral obtenido del tajeo, consecuentemente, la influencia de las labores preparatorias sobre el costo total es importante y puede influir en la factibilidad de un método de explotación.

Por esta razón la selección del método de explotación más adecuado debe tener en cuenta el volumen de labores preparatorias necesarias y su influencia sobre los costos de extracción (hasta el primer echadero del tajeo)

Para simplificar los cálculos, en el presente estudio, las labores de preparación han sido evaluadas en longitud (m.) por block. Para una evaluación más precisa se recomienda evaluar el volumen de las labores preparatorias en m³ y su valor por tipo de labores y secciones (por ejm galerías, chimeneas, tolvas etc.)

En el presente estudio la longitud (m.) de labores preparatorias (L.L.P.) indicadas corresponde a la sumatoria de las mismas sin tener en cuenta el tipo y sección para un block de explotación.

A fin de cuantificar la participación de las labores preparatorias como factor de influencia en los métodos de explotación, se definen dos parámetros :el índice de labores preparatorias y la producción obtenida por labores preparatorias.

El índice de labores de preparación necesario para extraer 1000 tons. de mineral de un tajeo, se expresa por la siguientes relación:

$$I_{LP} = \frac{\text{Long. de Lab. Preparat. (m)}}{\text{Reserva Explotable (t)}} \times 1000 \frac{\text{m}}{1000 \text{ t.}}$$

donde la reserva explotable (R. expl.) a la cual se refieren las labores de preparación, se calcula teniendo en cuenta:

- Las dimensiones del block de explotación
- La recuperación de las reservas
- La densidad del mineral

$$R_{\text{expl.}} = L \times \text{Alt.} \times \text{Ancho} \times \text{Dens} \times \text{Rec.res} \quad (\text{tons.})$$

donde:

- L: es la longitud del block (m)
- Alt.: es la altura real del block (m)
- ancho: es el ancho del block (m)
- Dens. : es la densidad in situ del mineral (t/m³)
- Rec. res : representa el mineral que se obtiene por labores preparatorias y de tajeo, dividido por la reserva total, expresado en porcentaje. (%)

La producción obtenida por labores de preparación (P_{LP}) referente al block de explotación, ha sido determinado por cálculo aplicando la siguiente relación:

$$P_{LP} = I_{LP} \times \text{Secc.} \times \text{Dens} \times K_{\text{min}} \times \frac{100 \%}{1000}$$

donde:

- LP: es el índice de lab. de prep. por 1000 tons. mineral (m/1000 t)
- Secc.: es la sección promed. de las labores preparat. (m²)
- Dens : es la densidad del mineral (t/m³)
- K_{min} : es el coeficiente entre el metraje de labores preparatorias en mineral y el metraje total

El parámetro P_{LP} indica el porcentaje (%) de mineral obtenido de un block de explotación por la construcción de labores de preparación

En los cálculos anteriores, la tercera dimensión del block corresponde al ancho de la excavación incluyendo la dilución.

Para las 24 minas analizadas y en función del método de explotación, el índice de labores preparatorias por 1000 t. y la participación de las labores preparatorias en la producción promedio, son las siguientes:

CUADRO 4.1

METODO DE EXPLOTACION	I.L.P. (m)	(%) DE LA PRODUCCION
	1000 t	OBTENIDA POR LAB. PREPARATORIAS
Cámaras y Pilares	4.4	8
Almacenamiento provisional	12.7	18.7
Sub-niveles	3.9	9.4
Corte y relleno ascendente	5.9	10.4
Corte y relleno descendente	1.3	3.7

Los valores altos encontrados en el caso del método de explotación por almacenamiento provisional, se deben a la potencia reducida de las vetas (0.8 -2 m) y al número de las tolvas necesarias en las minas analizadas.

En el caso del método de explotación por subniveles, los valores bajos encontrados se deben a las condiciones favorables del yacimiento y a la racionalización de las labores preparatorias.

En el caso del método de explotación por corte y relleno ascendente, la variación de los valores de una mina a otra, es significativa y depende de las condiciones naturales de yacimiento (principalmente de la potencia) y del diseño del block de explotación. A pesar de las variaciones señaladas, los promedios de 5.9 m L.P/1000 t y 10.4% de participación de la producción del block son representativos.

De todos los métodos de explotación analizados, el método por corte y relleno descendente tiene los valores más favorables:

1.3 m L.P /1000 t y 3.7%; debido a que una parte de labores preparatorias son comunes con la primera etapa de explotación por corte y relleno ascendente y estas fueron incluidas en este último método de explotación.

Del presente análisis se tiene como conclusión lo siguiente:

Las labores de preparación para un block de explotación dependen del método de explotación aplicado, del diseño del block de explotación, de la potencia del yacimiento, de la competencia del mineral y roca encajonante y del equipo usado (mecanización).

La variación del I_{LP} para las 24 minas analizadas indica la posibilidad de racionalizar el diseño y el volumen de labores preparatorias, en el sentido de reducir las y con esto mejorar la eficiencia de los métodos de explotación aplicados.

Dentro de las labores mineras, las labores de preparación deben tener las siguientes características:

- a. Se ejecutan con una anticipación de 6 meses hasta un año antes del comienzo del tajeo.
- b. Su duración corresponde a la duración del tajeo más 6 meses o hasta un año, generalmente su duración es de uno hasta tres años.
- c. Las labores de preparación siguen el mineral, delimitan el block de explotación según proyecto del método de explotación y diseño correspondiente, aseguran el acceso en el tajeo para personal minero y equipos, aseguran la ventilación, y por lo menos dos salidas de evacuación permanentemente circulables para cada tajeo.
- d. En las labores preparatorias: galerías, galerías de subnivel, acceso entre tajeo y rampas, chimeneas de ventilación, de relleno, echaderos, tolvas etc. el sostenimiento solamente se aplica en caso que las condiciones de roca lo impongan y teniendo en cuenta su duración relativamente corta.
- e. Una parte de las labores preparatorias desaparecen con la explotación del mineral en tajeo, otra parte sirven para la preparación de blocks cercanos. Por esto, el costo para su realización debe incluirse en el costo del mineral extraído, en base al parámetro P_{LP} , es decir las labores preparatorias forman parte integrante del método de explotación.
- f. La sección de las labores de preparación depende de su función en la explotación del tajeo, para permitir el acceso del equipo y del personal, la ventilación y la realización de las operaciones unitarias como: perforación, acarreo, relleno, sostenimiento.
- g. Las labores de preparación se caracterizan por una cara libre y por eso tienen consumos específicos de explosivos y taladros mucho más altos que las labores mineras de explotación en el tajeo (dos caras libres).

4.2 Dimensiones del Block de Explotación

Un block de explotación es la unidad de producción en una mina subterránea. La tendencia

es determinar blocks de explotación con dimensiones óptimas teniendo en cuenta:

- El acceso racional para el personal de explotación y equipos
- La concentración de la producción en un mínimo de tajeos para reducir el mantenimiento de las labores mineras de desarrollo y preparación, aumentar el uso intensivo de los equipos y reducir el personal no productivo y evitar tiempos muertos.
- Asegurar la ventilación y dos accesos de evacuación para situaciones de emergencia
- Asegurar la realización de las operaciones unitarias en condiciones óptimas.
- Asegurar un mínimo de labores preparatorias

Los blocks de explotación dividen el yacimiento o el cuerpo mineralizado en unidades de producción en función de la capacidad óptima de producción y correlación cíclica de las operaciones unitarias de perforación, voladura, acarreo, transporte, sostenimiento y relleno.

En el presente estudio las dimensiones de los blocks de explotación presentados en los esquemas corresponden al promedio encontrado en las visitas a las minas analizadas.

Análisis de los Elementos Geométricos del Block de Explotación y del Tajeo.

El ancho del block de explotación corresponde en general a la potencia del yacimiento. En el caso de que la potencia del yacimiento sobrepasa el ancho posible de autosoporte en el tajeo, el block de explotación es extraído por cámaras paralelas de ancho adecuado en una secuencia determinada.

En todos los métodos de explotación analizados, el ancho del tajeo asegura el autosoporte del mineral y rocas de techo, de tal manera que el sostenimiento en los tajeos ha quedado eliminado. En casos especiales se usan puntales o pernos de roca.

El ancho máximo del tajeo que asegura el autosoporte del mineral es función primordial de :

- Las características geomecánicas del mineral in situ;
- La forma del tajeo (por ejm. en arco);
- La influencia de la voladura sobre el perfil del tajeo

En los métodos de explotación donde es necesario el acceso del personal en el tajeo, la estabilidad del mineral del techo del tajeo, es de importancia primordial para la seguridad y productividad.

Por esto, se recomienda para el caso en que el ancho de los tajeos sobrepase los 3 m. un estudio de mecánica de rocas.

Del presente análisis resultan las siguientes conclusiones:

- a. Para el método de explotación en cámaras y pilares, el ancho del tajeo debe ser el máximo de autosoporte para asegurar la mecanización, la concentración de la producción y la máxima productividad en condiciones de seguridad.
- b. Para el método de explotación por almacenamiento provisional, el ancho del tajeo corresponde generalmente a la potencia del yacimiento más el estéril que participa en la dilución de la roca encajonante, siendo de 2m. hasta 3 m..
- c. Para el método de explotación por subniveles, el ancho del tajeo se determina por cálculos de estabilidad, cuando la potencia del yacimiento es importante.
- d. En el caso del método de explotación por corte y relleno ascendente, una parte de las minas analizadas (38%), tienen anchos desde 2m. -4m., sin problemas de estabilidad; otras minas utilizan anchos de 6m. - 8m. estando en el límite de autosoporte, y el 31% de las las minas analizadas tienen ancho de 12 -20 m. también en el límite del autosoporte (mineral competente)

Entre el ancho del tajeo y la productividad se ha constatado una correlación, en el sentido que a mayor ancho del tajeo se pueden obtener productividades más altas y bajos costos

de extracción del mineral con la misma tecnología.

La longitud del block de explotación, es función de :

- El desarrollo del cuerpo mineralizado o yacimiento en sentido del rumbo
- La optimización del transporte de mineral del tajeo hasta el primer echadero y del transporte del relleno.
- La minimización del parámetro I_{LP}

La altura del espacio de trabajo del tajeo, representa la altura máxima a la cual podría alcanzar el tajeo entre ciclos de operaciones unitarias: perforación, voladura, acarreo, desquinche y relleno.

En el caso de los métodos de explotación donde el personal minero debe estar presente en el espacio vacío del tajeo, la operación de desquinche es obligatoria y determina en una medida importante el grado de seguridad. Como la operación de desquinche en las minas analizadas se hace manualmente por cuadrillas de mineros con instrucción y experiencia, la accesibilidad al techo debe ser asegurado y no debe pasar de 4m.

La altura máxima del tajeo es determinada por:

- La competencia del mineral y roca de techo;
- El método de explotación.
- El equipo utilizado.
- El corte realizado por disparo.

La altura de corte en el tajeo, es función de:

- El método de explotación
- La potencia del yacimiento (en caso de yacimientos con buzamiento bajo);
- El ancho del tajeo;
- El equipo usado y la capacidad de la producción requerida del tajeo;
- La posición de los taladros (horizontales, verticales o inclinados);
- El aseguramiento de la posibilidad de desquinche (para los métodos de explotación donde el acceso del personal en el tajeo es necesario) en condiciones de seguridad.

La secuencia de las operaciones unitarias y la relación entre altura del tajeo, corte en el tajeo y altura de trabajo (perforación) están representadas en los esquemas respectivos de cada mina analizada y método de explotación.

En el caso del método de explotación por cámaras y pilares, el corte es igual a la altura del tajeo y corresponde a la potencia del yacimiento, pero esta no podrá ser más de 4 m. en caso del uso del desquinche manual.

En el caso del método de explotación por almacenamiento provisional, el corte es función del equipo de perforación y diseño del minado. Para 3 minas analizadas el corte es de 1.5 m. (perforación con Jack-Leg) y la altura máxima del tajeo antes de la voladura es de 4m.

En el método de explotación por subniveles, la altura del corte y la altura de tajeo son iguales y corresponden a la distancia entre subniveles, siendo función de las condiciones de las rocas, del equipo empleado y del diseño del tajeo.

En el método de explotación por cráteres verticales tiene validez lo mencionado para el método de explotación por subniveles.

En el caso del método de explotación por corte y relleno ascendente, la altura del corte es función del equipo, del diseño del tajeo, de la posición de los taladros y la capacidad de producción requerida.

En el caso de taladros inclinados, perforados en el techo del tajeos, el corte varía entre 1.5 m. hasta 2.5 m. y la altura máxima del tajeo entre 3.5 m. hasta 7.5 m. (mina Cobriza), en

general la altura es de 4m.

El método de explotación por corte y relleno descendente permite realizar cortes de hasta 4m., con taladros horizontales. La altura máxima del tajeo es igual que la del corte.

El corte en un tajeo tiene influencia sobre la cantidad de mineral roto que se puede obtener en un disparo, siendo un factor importante en la eficiencia de un método.

En resumen, las dimensiones de un block de explotación deben ser optimizados, a fin de obtener eficiencia técnica y económica máxima en un método de explotación.

La distribución de los blocks de explotación en una mina debe corresponder a un esquema de minado el cual, asegure una mínima pérdida de reservas, uso óptimo de la maquinaria y equipo y una mínima construcción de labores de preparación.

4.3 Reestablecimiento del Equilibrio del Macizo Rocosó

Los métodos de explotación analizados, fueron clasificados según la modalidad del reestablecimiento del equilibrio del macizo rocosó después de la extracción del mineral.

El reestablecimiento del equilibrio del macizo rocosó después de la extracción del mineral debe asegurar la continuidad y la seguridad de la explotación.

En las 24 minas analizadas el reestablecimiento del equilibrio se realizada por:

- Excavaciones temporalmente autosoportados y después abandonadas: 29% de las minas.
- Vacíos hundidos siguiendo la explotación paso a paso: ninguna mina.
- Vacíos rellenados: 71% de las minas
- Vacíos con sostenimiento muy raramente usado.

La modalidad más económica de reestablecimiento del equilibrio es el de los vacíos abandonados, los cuales despues de terminado la explotación de un block se debe cerrar el acceso.

La modalidad más costosa, es el uso de relleno para asegurar la continuidad de la explotación y el reestablecimiento del equilibrio del macizo rocosó afectado por las excavaciones del tajeo.

En la parte de este informe correspondiente al "Análisis de los Métodos de Explotación", se presenta ampliamente la influencia de todas estas operaciones sobre la selección y eficienciaa del método de explotación.

4.4 Parámetros Técnico -Organizativos Básicos de los Métodos de Explotación estudiados

Hasta ahora se analizaron las características y parámetros relacionados directamente a los factores de influencia sobre la eficiencia del método de explotación.

En el presente numeral se analizan parámetros que intervienen en la eficiencia de un método de explotación tales como : la dilución, la recuperación de las reservas, el mineral roto por disparo, la productividad en el tajeo y la productividad de mina subterránea.'

4.4.1. La Dilución

En el numeral 1.4 ha sido presentado la relación entre la potencia del yacimiento y la dilución

La dilución, como participación de la roca estéril encajonante en el mineral extraído ha tomado importancia en forma paralela con el desarrollo de las tecnologías de explotación; esto se debe, a que la mecanización ha brindado la posibilidad de acarrear y transportar con bajos costos volúmenes cada vez mayores, y el desarrollo de la tecnología de concentración, ha conducido a tecnologías de bajo costo y al alta recuperación. Estos dos factores han permitido el desarrollo de métodos de explotación en masa de alta productividad.

La dilución genera costos complementarios por transporte, trituración, molienda y concentración del mineral; pero al mismo tiempo, produce la disminución de los costos de minado por reducción de consumos específicos; eliminando operaciones costosas de rellenaje caso del método de explotación por hundimiento o vacíos abandonados y/o aplicación de métodos de explotación de alta productividad.

A continuación se presenta la relación matemática para evaluar la interdependencia entre los factores mencionados y la dilución.

La fórmula básica para el cálculo de la dilución volumétrica es :

$$D = \frac{a - p}{a} \text{ siendo } 0 \leq D \leq 1 \text{ y } a = (p+S)m.$$

donde:

D: es la dilución (expresado como coeficiente)

p: es la potencia del yacimiento (m)

a: es el ancho del tajeo(excavación) (m)

s: es el ancho de la participación de la roca encajonante (m)

Con el aumento de la dilución disminuye el contenido de metales útiles del mineral. Para simplificar los cálculos de ésta relación inversa se ha tomado en cuenta un mineral monometálico y la siguiente expresión:

$$L_{\text{extr.}} = L_{\text{geol.}} (1-D)$$

donde:

$L_{\text{extr.}}$ = Ley de metal del mineral extraído (mineral de cabeza para la planta concentradora)

$L_{\text{geol.}}$ = Ley de las reservas de mineral (in situ)

Los costos unitarios para el metal en concentrados se puede determinar por la relación:

$$C_{\text{met}} = \frac{C_{\text{extr.}} + C_{\text{gen.}} + C_{\text{conc.}}}{L_{\text{geol.}} \times (1 - D) \times R_{\text{conc.}} \times 10}$$

donde:

Costos de metal en concentrado

Costos de extracción

Costos generales de la mina y planta

Costos de concentración

Costos de recuperación del metal por concent.

(Coeficiente)

C_{met}

$C_{\text{extr.}}$

$C_{\text{gen.}}$

$C_{\text{conc.}}$

$R_{\text{conc.}}$

Al final lo que interesa para la valorización de un yacimiento es el de obtener metal en concentrado a costos bajos. Analizando la relación matemática, se destaca las siguientes conclusiones sobre el costo del metal en concentrado:

- Los costos de extracción, generales y de concentración tienen influencia sobre el costo del metal en concentrado, cada uno por separado y en conjunto los tres.
- Hay una relación matemática (según una curva parabólica entre la dilución el costo unitario del metal en concentrado (ver la figura 4.1)
- También hay una relación parabólica entre la recuperación en metal por concentración y el costo del metal en concentrado.
- El costo de extracción por tonelada, los costos generales y la dilución, varían en función del método de explotación aplicado.
- La dilución es determinada por las condiciones naturales del yacimiento (potencia,

resistencia de la roca encajonante, delimitación entre mineral y roca encajonante), el método de explotación aplicado y la mecanización.

La simulación de los factores de influencia antes mencionados ha permitido la representación de las funciones: costo unitario del metal en concentrado y dilución (Ver

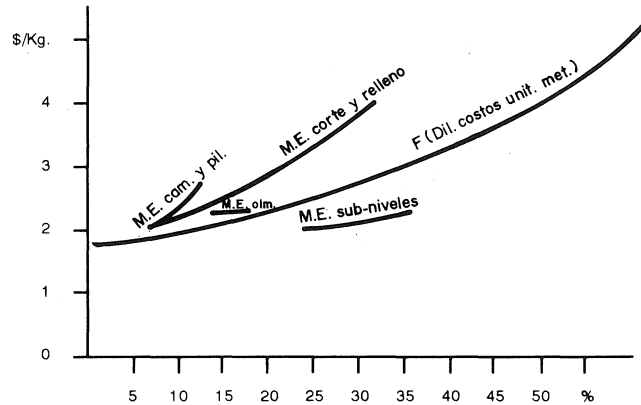


Fig. 4.1 - Relación entre costo del met. en concentrado y la dilución por M.E.

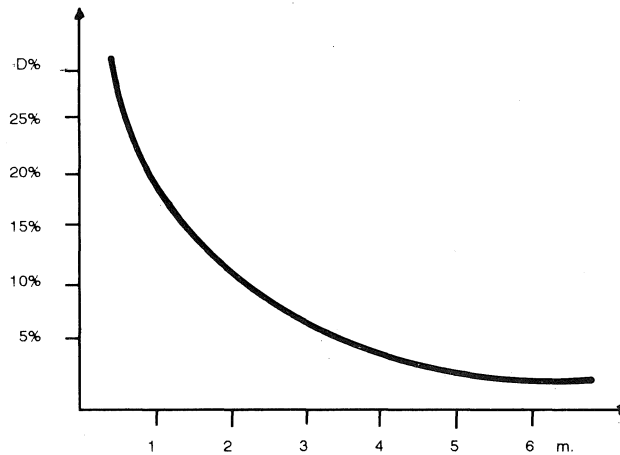


Fig. 4.2 - Relación entre dilución y potencia del yacimiento

En el presente estudio, la dilución calculada y/ o estimada para las minas analizadas por métodos de explotación tienen los siguientes valores:

Método de Explotación	Dilución (%)
Cámaras y Pilares	5-10
Almacenamiento provisional	15-33
Sub-niveles	5-25
Cráteres verticales	17
Corte y Relleno asc. pot. yacim. 0.8 -3m.	10-35
Corte y Relleno asc, pot, yacim. 3-6 m.	15
Corte y Relleno asc. pot. yacim. más de 12m.	5-10
Corte y relleno descendente	5

En el caso del método de explotación por cámaras y pilares la dilución varía en función de la potencia del yacimiento.

En el caso del método de explotación por almacenamiento, la dilución depende de la potencia del yacimiento, de la competencia de las rocas encajonantes y de la voladura.

En el caso de las minas analizadas, los tres factores mencionados han participado en el incremento de la dilución.

Los métodos de explotación por sub-niveles han registrado diluciones bajas para las minas Juanita y Raúl por motivo de sus potencias considerables del yacimiento (condiciones naturales muy favorables) y dilución de 25% en la mina Santander donde la potencia del yacimiento es de 2-15 m.

En el caso del método de explotación por corte y relleno descendente, la variación de la dilución está directamente relacionada a las condiciones naturales del yacimiento (especialmente la potencia del yacimiento)

La influencia más importante sobre el costo unitario del metal en el concentrado, es la dilución que ocurre en los casos de los métodos de explotación por cámaras y pilares y por corte y relleno ascendente, en los cuales un aumento en la dilución le corresponde un aumento porcentual en el costo unitario (Ver Fig. 4.1)

Es necesario evaluar la influencia que tiene la dilución en la economía de una empresa minera, para determinar en qué medida un método de explotación de alta productividad y a gran escala es o no factible, en comparación con los métodos de explotación selectivos.

4.4.2. La Recuperación de las Reservas

La recuperación de las reservas de mineral por explotación subterránea está determinada por:

- Por el diseño de apertura y desarrollo del yacimiento;
- La secuencia del sistema de explotación (en avance o en retirada);
- El método de explotación aplicado;
- La tecnología de explotación : diseño, planeamiento, organización y control.

Existe la siguiente relación matemática entre las reservas de mineral (R_{res}), la recuperación de las reservas (K_r), la dilución (D , como coeficiente) y el mineral extraído (P_{total}) :

$$K_r = \frac{P_{total} \times (1 - D)}{R_{res}} \times 100 (\%)$$

En el presente estudio, la recuperación de las reservas se refiere a la recuperación de las reservas de los blocks de explotación, sin tener en cuenta las reservas en pilares o puentes de corona para la protección de las labores mineras de acceso.

La recuperación de reservas relacionados a los metodos de explotación aplicados en las 24 minas analizadas son:

Método de Explotación	Kr (%)
Cámaras y pilares	75
Almacenamiento provisional	85
Sub-niveles con relleno	95
Sub-niveles con vacíos abandonado	80-84
Cráteres verticales en retroceso	60
Corte y relleno ascendente	45-95
Corte y relleno descendente	90-95

En general, la recuperación de reservas en las minas analizadas corresponden a los métodos de explotación aplicado.

Se debe señalar que la baja recuperación de las reservas en el caso del método de explotación por corte y relleno en la Mina San Vicente (45%) y Cobriza (50%) se debe: en el primer caso., al uso de pilares de mineral poco competentes; y en el segundo caso, al

uso de pilares de mineral competente para evitar el hundimiento y dilución de roca encajonante poco competente. En ambos casos se evita el sostenimiento muy costoso en el tajeo.

Los costos de ejecución de las labores de desarrollo y labores de preparación se recuperan por las reservas explotables, por lo que es importante para bajar los costos de explotación, disminuir las pérdidas de explotación debidos a recuperación de reservas.

Mediante el siguiente algoritmo se puede expresar la relación que existe entre el costo de las labores de desarrollo y labores de preparación, la parte del costo de extracción relacionado a las labores de preparación y el coeficiente de recuperación de las reservas geológicas (K_r):

$$C_{\text{ext.LP}} = \frac{(C_{\text{LD}} + C_{\text{LP}}) \times (1-D)}{R_{\text{geol.}} \times K_r} \quad (\$/t)$$

donde:

- $C_{\text{ext.LP}}$ = Costo unitario de las labores de preparación en el costo unitario de la extracción (\$/t)
- C_{LD} = Valor total de las lab. de desarrollo (\$)
- C_{LP} = Valor total de las labores de preparac. (\$)
- D = Dilución como coeficiente
- $R_{\text{geol.}}$ = Reserva geológica calculada para el yacimiento (t)
- K_r = Coeficiente de recuperación de las reservas calculadas

Para un yacimiento dado, con las reservas calculadas, el esquema de la mina determinada, el método de explotación definido, el costo unitario de extracción varía con el coeficiente de recuperación de las reservas del siguiente modo:

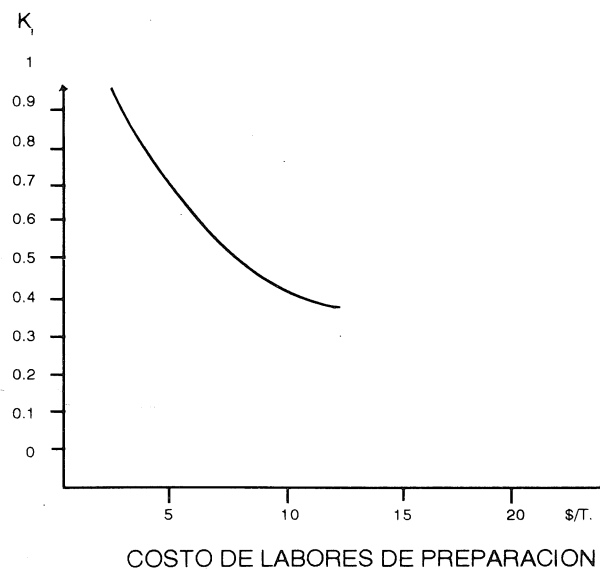


FIGURA N° 4.3

Es decir para una recuperación de 50% de las reservas calculadas ($K_r = 0.5$), el costo unitario de las labores de desarrollo y de preparación dentro de una tonelada extraída es el doble.

Teniendo en cuenta la fuerte influencia que tiene la recuperación de las reservas sobre el costo de extracción del mineral, es eficaz y racional asegurar una alta recuperación por el método de explotación seleccionado.

El presente análisis destaca la importancia del diseño de las labores de preparación en base a estudios geomecánicos preliminares del mineral y de las rocas encajonantes para la disminución de pérdidas y obtener alta recuperación de las reservas. El conocimiento de las características geomecánicas del yacimiento permite dimensionar los pilares de mineral en reserva en relación a las condiciones naturales del yacimiento y así obtener alta recuperación de las reservas.

4.4.3. Mineral Roto por Disparo

Los autores del presente estudio han considerado como un parámetro característico del método de explotación la cantidad de mineral roto por disparo en un tajeo, debido a que este tiene influencia sobre la eficiencia del método de explotación y la organización de la producción.

En función del método de explotación aplicado, el mineral roto por disparo en un tajeo representativo tiene los siguientes valores para las 24 minas analizadas:

Método de Explotación	Mineral roto por disparo (t/disp)
Cámaras y pilares	110
Almacenamiento provisional	370 - 450
Sub-niveles	1400 - 2600
Cráteres verticales en retroceso	3000
Corte y Relleno Ascendente	
4 minas de gran capacidad de producción	1200 -14000
6 minas	110 - 350
3 minas	menos de 100
Corte y Relleno descendente	60 - 145

Cada disparo significa la interrupción de la producción y la paralización por un tiempo determinado de la actividad en los tajeos y labores de avance, después viene la ventilación y el reinicio del trabajo después del desquinche y otras operaciones de seguridad; por consiguiente es importante que las interrupciones sean reducidas, y procurar la obtención de grandes cantidades de mineral roto por disparo para asegurar la producción.

De los datos antes presentados se destacan las siguientes conclusiones:

- En el caso del método de explotación por cámaras y pilares, el volumen del mineral roto por disparo depende de la superficie del frente de trabajo (altura por ancho) y de las longitudes, diámetro e inclinaciones de los taladros. Generalmente la longitud de los taladros es de 2m. promedio. Para aumentar el volumen de mineral roto se realizan disparos en dos o más frentes de trabajo cercanos.
- En el método de almacenamiento provisional, se puede asegurar 350-450 T. mineral roto por disparo en yacimientos con potencias de 1.5 hasta 2m. En el caso de yacimientos más anchos, el volumen de mineral es más importante, podría llegar alrededor de 1000 t. por disparo.
- El método de explotación por sub-niveles es sumamente favorable para obtener volúmenes mayores a 2000 t de mineral roto por disparo, permitiendo realizar el acarreo casi continuo y simultáneo con la operación de perforación, debido a que el ingreso del personal minero para voladura no es necesario. La operación de desquinche se reduce al control de seguridad de las galerías de los sub-niveles de perforación y de carguío. El volumen de mineral roto por disparo es función del ancho del block-tajeo y de la distancia entre los subniveles.
- En el caso del método de explotación por cráteres verticales, el mineral roto por disparo es importante.
- Las unidades mineras de la gran minería que explotan yacimientos de gran potencia, llegan a volúmenes de hasta 14,000 t. de mineral roto por disparo aplicando el método

de explotación por corte y relleno ascendente. Pero esta eficiencia genera importantes pérdidas de reservas. Generalmente el método de explotación por corte y relleno ascendente puede asegurar 200-500 t. por disparo y tajeo en condiciones promedias del yacimiento.

- f. En el caso del método de explotación por corte y relleno ascendente, el volumen de mineral roto por disparo y tajeo es bajo, siendo función del ancho del tajeo y de la longitud de los taladros.

La cantidad de mineral roto por disparo y tajeo tiene influencia sobre :

- La posibilidad de concentrar la producción de una mina y tener menos tajeos;
- La organización de la producción y la secuencia de las operaciones unitarias;
- La productividad en el tajeo y la productividad en subterráneo;
- La racionalización de las actividades auxiliares;
- La reducción de costo de extracción de mineral.

En conclusión, el diseño del método de explotación más adecuado debe permitir la maximización de la cantidad de mineral roto obtenido por disparo y tajeo.

4.4.4. Productividad en el tajeo y Productividad de Mina Subterránea

La productividad es considerada como uno de los más importantes parámetros utilizados para la medida de la eficiencia de un proceso y de una tecnología minera. Se refiere a una persona para explicar su participación en una actividad productiva o auxiliar y tiene carácter de parámetro sintético porque incluye la performance de una determinada tecnología, de maquinarias y de la actividad humana.

En el presente estudio se ha analizado la productividad en el tajeo y la productividad de mina subterránea, expresándola en toneladas por hombre guardia de 8 hrs. Las operaciones unitarias, los factores de influencia y su posible aplicación son presentadas en el Cuadro 4.4.4.

Denominación 1	Unidad de Medida 2	Producción 3	Operaciones Unitarias 4	Factores de Influencia 5	Dominio de utilización 6
Productividad en tajeo	t/hg	Mineral extraído hasta el primer echadero	<ul style="list-style-type: none"> . Perforación . Voladura . Desquinche . Sost. Temp. . Acarreo hasta el echadero 	<ul style="list-style-type: none"> . Condiciones naturales del yacim. . Metodo de explotación aplicado. . Equipo utilizado . Org. de Trabajo. 	<ul style="list-style-type: none"> . Selección del metodo de explotación más adecuado. . Eficiencia del metodo de explotación. . Equipo y organización del trabajo.
Productividad subterránea	t/hg	Mineral extraído hasta la boca de la mina	<ul style="list-style-type: none"> . Operaciones anteriormente mencionados por tajeo. . Transporte . Extracción . Drenaje . Ventilación . Manten. de las labores mineras . Manten. del equipo. . Pers. auxil. . Control 	<ul style="list-style-type: none"> . Condiciones de trabajo . Seguridad . Los factores antes indicados. . Esq. de la mina . Tecnolog. de transporte y sostenimiento. . Org. de la mina . Utiliz. de personal auxiliar . Disciplina . Condiciones de trabajo subterráneos . Seguridad 	<ul style="list-style-type: none"> . Reducción del costo operativo. . Evaluar el grado de organización de una mina.

Teniendo en cuenta los métodos de explotación aplicados y las condiciones de los yacimientos de las 24 minas analizadas, se pueden sacar las siguientes conclusiones:

- a En cada método de explotación la productividad es un parámetro característico que está relacionado con las condiciones del yacimiento.
- b La productividad en el tajeo (extracción limitada hasta el primer echadero) en función del método de explotación de las minas analizadas tiene los siguientes valores:

Metodo de Explotación	Productividad en tajeo (t/hg.)
Cámaras y pilares	10
Almacenamiento provis. (yacim. de 2 m. de potencia)	10
Corte y relleno descendente	10
Sub-niveles	20
Cráteres verticales	20
Corte y relleno ascendente	12

El método de explotación más usado : corte y relleno ascendente, registra productividades de alrededor de 12 t/h. g , pero algunas minas como San Vicente (20 t/h.g), Milpo (19.1 t/hg), Orcopampa y Cobriza (38 t/jg) sobrepasan el promedio, debido a su diseño tecnológico, alta mecanización y condiciones naturales de yacimiento.

- c La variación de la productividad en tajeos dentro de un mismo método de explotación se debe a las diferentes condiciones naturales de yacimiento, al diseño del método de explotación, a la organización del trabajo, a la mecanización y a las condiciones de trabajo.

Para evaluar la productividad óptima que corresponde a las condiciones naturales de un yacimiento y a las posibilidades técnicas y humanas, es necesario definir los siguientes elementos:

- . La selección del método de explotación adecuado a las condiciones geológicas-geomecánicas del yacimiento
- . El diseño de las operaciones unitarias, su correlación recíproca y la selección del equipo adecuado (capacidad,utilización etc.)
- . El diseño y dimensionamiento de la abertura de la mina, labores de desarrollo y de preparación.
- . La definición de las medidas correspondiente para asegurar condiciones de trabajo (ventilación suficiente, temperatura, iluminación, comunicación y transporte del personal, equipo etc.) sean tales que permitan el desarrollo óptimo de la tecnología, utilización de la maquinaria y el desarrollo de la capacidad de los mineros.
- . El entrenamiento y la capacitación para que los mineros puedan emplear la tecnología seleccionada con máxima eficiencia.
- . El diseño de la organización adecuada, de tal forma que asegure óptimamente los servicios auxiliares, el control permanente, la flexibilidad necesaria para adaptar cambios técnico-organizativos requeridos por la modificación de las condiciones naturales de yacimiento.
- d Con el fin de evaluar la eficiencia de una tecnología (medida por la productividad en el tajeo) para la actividad total de la mina, los autores del presente estudio han considerado útil analizar paralelamente con la productividad en el tajeo la productividad general para las actividad subterránea hasta la boca de la mina

La productividad de mina subterránea es de 2 hasta 5 veces menor que la productividad en los tajeos. La productividad de mina subterránea en t/ h. g. se refiere a; los tajeos, las

labores de desarrollo, de preparación, sostenimiento, mantenimiento de los equipos y de las labores mineras, drenaje, ventilación, pruebas geológicas, etc, es decir a todas las actividades que se desarrollan en el interior de una mina subterránea.

El factor de relación: Productividad en el Tajeo (t/ hg)

Productividad Subterránea (t /hg) indica cuantas veces baja la productividad obtenida en tajeo hasta la salida del mineral del subterráneo a la boca de la mina.

En el presente estudio este factor varía de 1.5 hasta 4.8 de la siguiente manera:

1.5 Hasta 2 en 6 minas	25%
2 Hasta 2.5 en 8 minas	33%
2.5 Hasta 3.5 en 6 minas	25%
más de 3.5 en 4 minas	17%

En caso que la relación mencionada es mayor de 2.5, se recomienda un análisis detallado de la utilización del personal auxiliar a fin de identificar los puntos críticos y tomar medidas de racionalización del personal no productivo y mejorar las condiciones de trabajo.

La Minería tiene características que son distintas y al mismo tiempo similares con la industria en general. Por tal razón para evaluar en qué medida la productividad en un tajeo o en la actividad subterránea en su totalidad , corresponde al nivel de la tecnología en general, es necesario efectuar un diagnóstico detallado de los factores antes enumerados y determinar por cálculo la productividad teórica posible de realizar.

Merece aclarar que una productividad de 5 t/ h g en tajeo puede ser buena para una mina y una de 20 t/ h g está lejos de las posibilidades reales porque las condiciones de yacimiento son diferentes.

Las interrelaciones óptimas entre capacidad de producción estructura de la mina, organización del trabajo, mecanización y productividad, condicionan a la eficiencia económica en la explotación de un yacimiento.

Debe mencionarse que la comparación de la productividad entre minas, no es concluyente a menos que las condiciones naturales del yacimiento sean semejante.

En esta parte del estudio los autores han buscado caracterizar los métodos de explotación analizados por índices y parámetros, cada uno de los cuales tiene su influencia sobre la eficiencia del método de explotación, pero ningún parámetro puede caracterizar el método de explotación en su totalidad. Esto ha motivado que en el numeral siguiente (5) en base al análisis efectuado, se haya correlacionado la eficiencia de un método de explotación por el parámetro sintético único; costo operativo comparativo en \$/t.

4.5 Comentarios

En el presente sub-capítulo, se han presentado y analizado los principales parámetros que caracterizan la eficiencia de un método de explotación. Estos parámetros son referidos a un block de explotación. Del análisis efectuado resulta que la eficiencia de un método de explotación no se puede caracterizar por un sólo parámetro sino por varios parámetros físicos y por sus interacciones recíprocas. Cada uno de los parámetros analizados tienen su influencia sobre el costo operativo del mineral extraído de tajeo hasta el costo del metal en concentrados y participa con una cuota que define su importancia en la eficiencia económica de la valorización del metal contenido en el mineral.

El volumen de las labores de preparación necesarios para un block de explotación influye mucho sobre el costo del mineral minado, representando hasta el 32% de los costos operativos. Los parámetros que caracterizan la participación de las labores de preparación por un block de explotación han sido expresados como:

- Índice (L_p) de labores de preparación (m) necesarios para extraer 1000 t de mineral.
- La producción de mineral obtenido por labores de preparación relacionado a la

producción total del block (%)

Los elementos geométricos que definen las dimensiones del block de explotación deben ser determinados en base a un estudio de las condiciones naturales del yacimiento y adecuados al método de explotación seleccionado. Los criterios para este fin son presentado en el numeral 4.3.

Los parámetros técnico-organizativos básicos : dilución, recuperación de reservas del block de explotación, cantidad de mineral roto por disparo, productividad en el tajeo y productividad subterránea y sus relaciones al tipo de método de explotación han sido detalladamente definidos y analizados.

La influencia de estos parámetros sobre la eficiencia de un método de explotación debe ser extendido hasta el costo del metal concentrado, que involucra el análisis de la tecnología de explotación, transporte, organización de las labores auxiliares, trituración y concentración respectivamente con sus correspondientes costos. Los métodos de explotación de alta productividad tienen como consecuencia (generalmente) un incremento de la dilución y son económicos solamente en correlación con la aplicación de tecnologías de concentración modernas de bajo costo.

La recuperación de las reservas determina entre otros la duración de la explotación de un block y de la mina, teniendo influencia sobre la participación de los costos de inversión totales en el costo unitario ó sea en caso de alta recuperación de reservas los costos unitarios relacionados a las inversiones son más bajas.

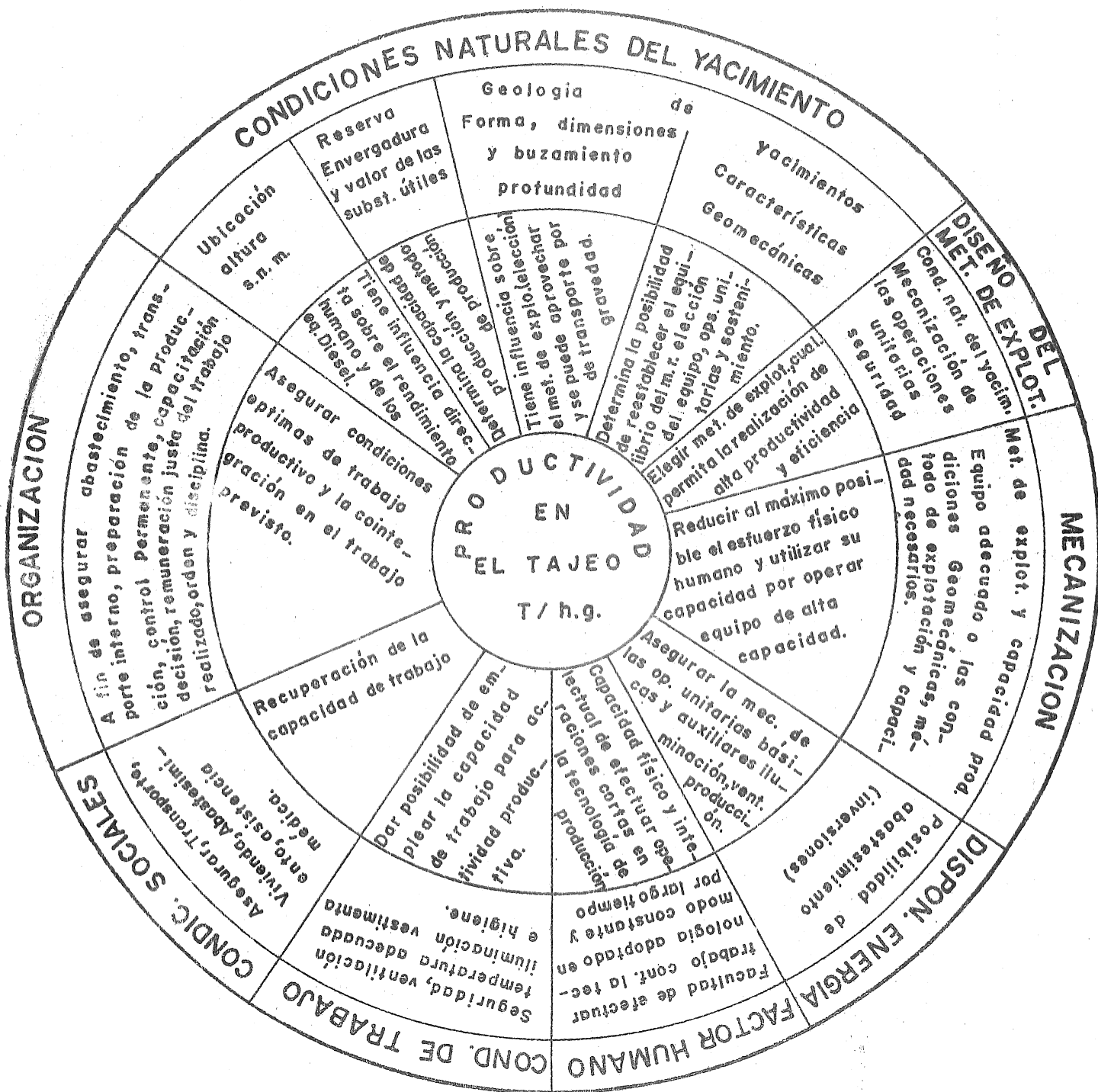
El mineral roto que se puede obtener por disparo puede caracterizar la posibilidad de concentración de la producción con sus consecuencias favorables sobre la eficiencia de la explotación minera, indicando el empleo de equipo adecuado y un ciclo optimizado de las operaciones unitarias.

La productividad es un parámetro sintético por su relación a la tecnología de explotación, el grado de mecanización, a la organización y a la participación del minero en la realización de estas actividades. Con toda su importancia, la productividad en la minería es un parámetro cuyo valor debe ser interpretado (calificado) en relación a una productividad determinada por cálculo, teniendo en cuenta las condiciones concretas del yacimiento, la tecnología óptima y una organización racional de los procesos de producción y auxiliares.

Del estudio resulta que para la mayoría de las 24 minas analizadas la productividad en tajeos no alcanza los niveles aceptables teniendo en cuenta la dotación de equipos de alta capacidad de trabajo y las condiciones naturales de los yacimientos explotados.

Importantes posibilidades para el incremento de la productividad han sido destacados, los cuales han permitido formular recomendaciones útiles para definir medidas concretas para mejorar la eficiencia de los procesos de producción y del método de explotación.

FACTORES DE INFLUENCIA DE LA PRODUCTIVIDAD EN EL TAJEO



INGEMMET

DIRECCION GENERAL DE INVESTIGACION Y TECNOLOGIA MINERA

ASESOR : Ing. L.Fr. Nemeth

FECHA : Junio 1990

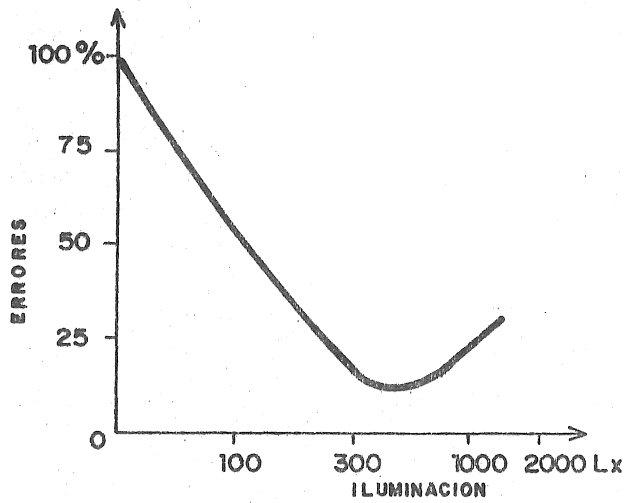


Fig 4.5- Nr de errores en función de iluminación

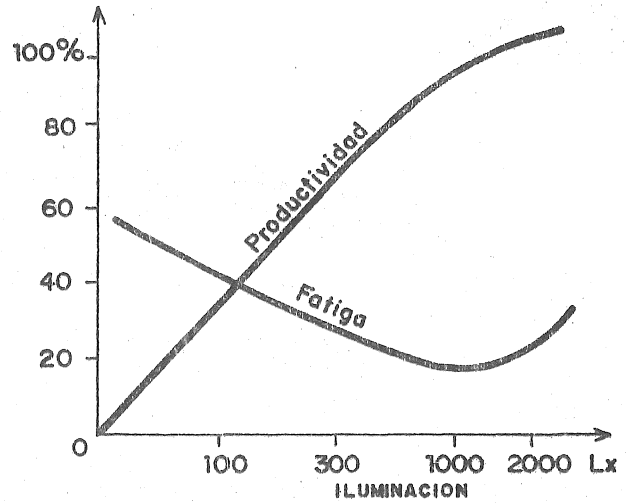


Fig. 4.6 - La productividad en función de iluminación

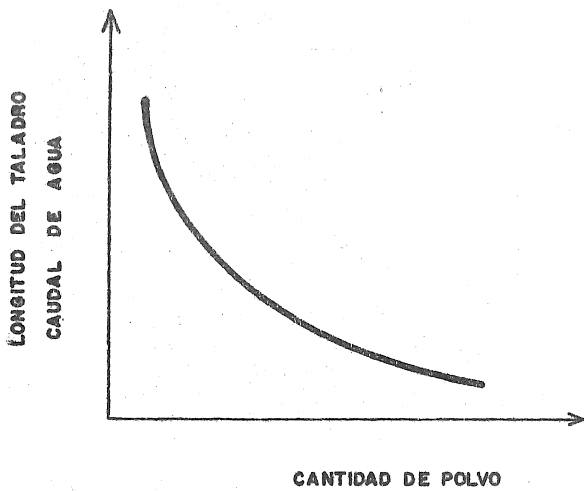


Fig. 4.7- Formación de polvo en función de profundidad del taladro y caudal de agua

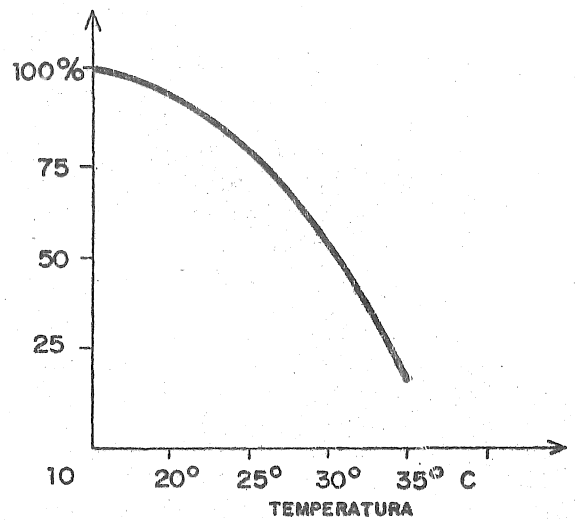


Fig. 4.8 - El rendimiento humano en función de la temperatura

5. COSTO OPERATIVO DE UNA TONELADA DE MINERAL EXPLOTADO EN TAJEO

5.1 GENERALIDADES

El presente capítulo trata sobre:

- La metodología para determinar los costos operativos en tajeos
- Los factores básicos y los elementos del cálculo del costo operativo
- Los consumos específicos expresados en forma de relaciones matemáticas (algoritmos)
- Los precios unitarios
- Los costos
- El tratamiento computarizado

El costo operativo permite cuantificar en base a un criterio único (\$/t) los parámetros de los métodos de explotación y sirve como costo comparativo en la selección de los métodos de explotación subterráneos para la evaluación económica de las operaciones unitarias usadas y para cuantificar la influencia de las condiciones naturales de yacimiento.

La metodología para determinar el costo operativo en tajeo consiste en lo siguiente:

- Definir las operaciones unitarias del método de explotación y mina analizada.
- Definir los equipos utilizados y conocer las condiciones naturales del yacimiento y sus propiedades geomecánicas.
- Calcular los consumos específicos de energía, mano de obra, insumos, depreciación, etc.
- Determinar la influencia sobre el costo operativo en tajeo de las labores de preparación necesarias para el método de explotación analizado.
- Considerar precios unitarios al mes de Mayo 1989 promedio en términos de dólares.
- Formulación de algoritmos como expresión matemática de todos los elementos de cálculo

Esta metodología de cálculo del costo operativo en tajeo difiere de las metodologías usadas comúnmente, en los siguientes aspectos:

- El costo operativo del mineral explotado en tajeo incluye los costos de las labores de preparación respectivas, porque se debe considerar a estas labores como parte integrante de cada método de explotación.
- Las características geomecánicas del mineral están incluidos en los cálculos de consumos específicos (ver operaciones unitarias)
- Los equipos usados figuran en el cálculo del costo operativo como equipos de propiedad de las empresas mineras (no de contratistas) y su utilización se refiere a la situación real de la mina.

5.2 FACTORES BASICOS Y ELEMENTOS DE CALCULO

El hecho de que la ejecución del proyecto "Análisis del estado tecnológico de los métodos de explotación subterránea aplicados en las minas del Perú" haya revelado la falta de estudios de dimensionamiento geomecánica en la mayoría de las 24 minas analizadas y de datos sobre las características geomecánicas del mineral y de la roca encajonante del yacimiento, ha obligado a definir criterios para estimar la competencia de las mismas en función de procedimientos indirectos según las posibilidades de cada unidad minera. El criterio fue la velocidad de perforación (penetración) en m/min, en condiciones estándares de:

- Uso de una perforadora Jack Leg (22 Kg) a 6 bares y
- Diámetro del barreno integral de 40 mm. y longitud de 1.5 m.

La relación entre la velocidad de penetración y la resistencia a la compresión uniaxial de una roca; es establecida por la siguiente expresión:

$$v = \frac{300 \times N}{\left(\frac{b \cdot c}{100} + 3.6\right) \times d^2}$$

de donde:

v= velocidad de penetración (m/min)

b c= resistencia a la compresión (Kg/cm²)

N= potencia de la perforadora (Kw)

d=diámetro del taladro (mm)

5.2.1 Clasificación de la roca

En el siguiente cuadro se presenta el tipo de roca, la resistencia compresiva y la velocidad de penetración, usada en el cálculo del costo operativo:

TIPO	Resistencia a la compr. uniaxial Kg/cm ²	Velocidad de Penetración v = m/min		
		Jack Leg	Cavo Drill (350)	Jumbo Boomer H 115
Roca competente	1000 - 1400	0.24	0.33	0.72
Roca de competencia media	400 - 600	0.40	0.56	1.20
Roca poco competente	100 - 200	0.65	0.90	1.95

En el caso de no disponer de ensayos geomecánicos, la clasificación de las rocas para propósitos del presente estudio se podría realizar determinando la velocidad promedio de penetración en las condiciones estándares antes presentadas:

5.2.2. Tipo de equipo usado en las operaciones unitarias

La productividad, el ciclo de producción y como consecuencia, los costos operativos en tajeo, dependerán del equipo empleado en la ejecución de las operaciones unitarias.

En el presente estudio para el "Análisis del estado tecnológico de los métodos de explotación subterráneos en las minas del Perú" se recopilieron las características y especificaciones técnicas de los equipos utilizados en cada mina y cada método de explotación a fin de establecer el costo operativo de cada mina. Las alternativas analizadas son presentados del siguiente modo:

- Perforación:
 - Jack-Leg (22 Kg)
 - Cavo Drill 350 (2 brazos)
 - Jumbo Boomer H 115 (2 brazos)
- Voladura:
 - Carga manual
 - Con cargador neumático
- Acarreo:
 - Scoops (LHD) eléctricos y diesel
 - Scraper
- Relleno
 - Hidráulico
 - Hidráulico cementado
 - Convencional (pequeñas y medianas canteras)
 - Convencional con material aluvial
- Sostenimiento
 - Pernos
 - Puntales de madera
- Aire comprimido:
 - Compresoras eléctricas
 - Compresoras diesel

5.2.3. Elementos de Cálculo

El costo operativo fue analizado considerando los siguientes elementos de cálculo:

- Energía
- Insumos (incluyendo los explosivos)
- Lubricantes y carburante
- Mano de obra (directa)
- Depreciación del equipo
- Mantenimiento
- Otros

Los elementos de cálculo mencionados, constituyen la estructura de los precios y costos calculados, teniendo carácter de costo operativo para cada elemento, los cuales forman parte en la operación unitaria analizada.

5.3 CONSUMOS ESPECIFICOS EXPRESADOS COMO ALGORITMOS

En la elaboración de los algoritmos relacionados a los insumos específicos se ha tomado en cuenta los siguientes aspectos:

- Las variables y los valores constantes de estos algoritmos representan datos (informaciones) recogidas de las diferentes unidades mineras.
- Las relaciones de influencia se han obtenido de manuales especializados.

Teniendo en cuenta el carácter especial de la ubicación geográfica de las unidades mineras del Perú, se ha considerado factores de corrección por altura, en especial en el consumo de energía de los equipos.

5.4 PRECIOS UNITARIOS

Los precios unitarios de la energía consumida, insumos, explosivos, lubricantes, mano de obra y de los equipos, están expresados en dólares MUC vigente a fin de evitar el efecto de la inflación. Estos precios están referidos a Mayo 1989 y son susceptibles a variación considerando el tiempo de la valorización del costo operativo, para lo cual fueron almacenados en los programas computarizados respectivos con posibilidad de actualización. Cuadro 5. 4.

5.4.1. El precio del aire comprimido fue determinado en función del precio de la energía eléctrica consumida o el precio de combustible diesel, teniendo en cuenta la ubicación sobre el nivel del mar de la unidad minera y capacidad de los compresores.

5.4.2 La mano de obra expresada en \$ /hombre -guardia está referida al sueldo promedio del grupo de trabajo e incluye las obligaciones sociales de seguro e impuestos por el personal directo productivo.

CUADRO 5. 4

Lista de Precios Promedio para ser Usados En el Programa : Costo Operativo Comparativo Mayo: 1989

p1	Energía eléctrica expresado en \$/ kw-HORA	0.05
p2	costo de aire de 1m3 comprimido (6 bares) en \$/ m ³	0.02
p3	Precio del petroleo en \$/ litro	0.09
p4	precio de gasolina 84 \$/ litro	0.14
p7	Dinamita 45% \$/ Kg	1.80
p8	Dinamita dinasol 64% \$/Kg	4.31
p9	Anfo \$/ kg	0.50
p10	Anfo+ Din 45% \$/Kg	0.66
p11	Iniciadores electricos \$/ unidad	0.38
p12	Iniciadores \$/unidad	0.14
p13	Guía bickford \$/ metro	0.10

p14	Cordon detonante \$/ metro	0.30
p15	barreno Integral diametro 40 m/ m \$ /unidad de 2.5 m	150.00
p16	Broca con placas diametro 40 m/m \$/unidad	153.000
p17	Barreno de 1" longitud 1.8 metros \$/ unidad	40.00
p18	Neumáticos para scoop de 3 Ydas	750.00
p19	Neumático	750.00
p20	Neumaticos para cargador frontal (2.5 m3/125 hp)	900.00
p21	Cables de extracción 1/2" \$/ Kg	9.81
p22	Planchas de fierro 5 m/m \$/ Kg	0.57
p23	Pernos con mariposa de 2 metros \$/ unidad	15.00
p 24	Pernos split set de 2 metros \$/ unidad	11.30
p25	Madera de sección circular con diámetro 15 cm 2.5 mts \$/unidad	2.25
p28	Acero con 10% Mn repuesto para chacadora \$/Kg	5.31
p 29	Precio de cemento \$/T	70.70
p35	Aceite para perforadoras \$/ litro	2.34
p36	Aceite para transmisión hidráulica \$/ litros	2.32
p37	Aceite para motor de combustión\$/litros	2.91
p40	Jornal del equipo de perforistas (2 per) jack Leg por \$/ hombre guardia	6.67
p41	Jornal del equipo de Perforistas (2 per) Cavo Drill por \$/hombre guardia	8.00
p42	Jornal del equipo de perforistas(2 per) Jumbo Boomer en \$/ h g	8.80
p43	Cuadrilla de mineros y bodeguero para voladura \$/ h g	6.80
p44	Operador equipo L H D en \$/ h g	8.80
p45	Operador para cargador frontal (superficie en \$/h g)	6.70
p 47	Operador para chacadora (superficie) en \$/ h g	6.00
p 48	Operador compresor en \$/ h g	6.70
p60	Perforadora rotación percusión (neum, de 22 kg) completo	6200.00
p61	Cavo Drill -350 (2 brazos- Neum con perf. de 35 Kg) completo	245700.00
p62	Jumbo Boomer h 115 con dos brazos-electro hidráulico	518000.00
p63	Track Drill-1 Brazo (para canteras)	105740.00
p66	Cargador neumatico de explosivos	7000.00
p68	Wincha scraper (incluido el rastrillo) de 15 Kw	25900.00
p69	Wincha scrapper (incluido el rastrillo) de 30 Kw	50000.00
p70	Scraper neumatico de 20 Hp	31000.00
p75	LHD electrico de 0.5 yd 3	62000.00
p76	LHD electrico de 1 Y d3	146850.00
p77	LHD electrico de 2 Yd3	210000.00
p78	LHD electrico de 2 .5 Yd3	262500.00
p79	LHD electrico de 3.5 Yd3	367500.00
p80	LHD diesel de 1 Yd3	139860.00
p81	LHD diesel de 2 Yd3	200000.00
p82	LHD diesel de 2.5 Yd 3	250000.00
p83	LHD diesel de 3.5 Yd 3	350000.00
p84	LHD diesel de 6 Yd3	500000.00
p85	LHD diesel de 10 Yd3	750000.00
p86	LHD diesel de 13 Yd 3	850000.00
p90	Cargador frontal 2.5 m 3 (125 hp) Diesel	180000.00
p95	Chacadora de quijada de 20 Kw con instalación y accesorios	45000.00
p96	compresor eléctrico de 30 m³/min de 7 bares	103950.00
p97	Compresor diesel de 30 m³/min de 7 bares	128520.00

5.4.3 En el cálculo de la depreciación del equipo, el precio está referido al precio de compra vigente a mayo 1989 y el tiempo promedio de la vida económica del equipo.

5.4.4. El mantenimiento incluyendo el precio de los repuestos, se ha determinado considerando como parte porcentual del precio del equipo.

Los precios unitarios están registrados, almacenados y codificados para su utilización en el cálculo de los costos operativos.

5.5 COSTO UNITARIO

El costo unitario por tonelada de mineral extraído en tajeo se refiere a los costos de minado de las reservas preparadas para ser explotadas y su acarreo hasta el primer echadero cercano al tajeo. En estos costos se incluyen los gastos en labores de preparación del bloque de explotación (BLOCK) . El costo unitario es el resultado de la multiplicación del consumo específico y del precio unitario.

En la estructura general del costo operativo interviene los siguientes factores:

5.5.1 Costo de Perforación (\$/ t)

En función del equipo utilizado, se considera la velocidad de penetración, los consumos específicos de barrenos, brocas., lubricantes, mano de obra y depreciación del equipo, bajo este esquema se determinará el costo unitario para 1 m. de taladro. Este debe considerarse como precio unitario en (\$/ m)

Multiplicando el consumo específico por metro de taladro por tonelada de mineral extraído del tajeo (m/ t) con el costo unitario antes mencionado (\$/m), resultará el costo unitario, de la perforación en \$ /t.

5.5.2 Costo de la voladura (\$ /t)

Teniendo en cuenta el factor de potencia del explosivo utilizado (Kg /t) y las relaciones matemáticas existentes, entre los consumos de explosivos y accesorios (iniciadores, guía) con el procedimiento de carguío del explosivo, para la voladura se determinan los consumos específicos. Multiplicando estos consumos específicos por los precios unitarios, resulta el costo de la voladura en el tajeo expresado en \$ /t.

5.5.3 Costo de Acarreo (\$ /t)

En el costo de acarreo se considera las operaciones de carguío, transporte y descarga del mineral hasta la distancia promedio de los echaderos del tajeo. Los algoritmos de cálculo han sido determinados para:

- Los equipos LHD -diesel y eléctrico
- El scraper

El principio de cálculo consiste en:

- Determinar el número de equipos (scoops) necesarios, teniendo en cuenta el plan de producción, número de tajeos, accesibilidad a los tajeos y estructura de la mina, etc.
- Determinar los consumos específicos.

5.5.4 Costo unitario del relleno (\$ /t)

Las tecnologías de relleno analizadas son:

- Relleno hidráulico de relaves (sin aditivos)
- Relleno hidráulico de relaves cementado
- Relleno convencional con materiales que provienen de pequeñas canteras o de medianas canteras y con materiales aluvionales.

Para cada una de estas tecnologías han sido determinados algoritmos para el cálculo del costo unitario.

5.5.5 Costo unitario del sostenimiento

Aunque el sostenimiento en los tajeos analizados en el estudio no se usa, salvo en casos excepcionales, sin embargo, la metodología de cálculo del costo por sostenimiento tiene importancia para disponer la posibilidad de evaluar costos alternativos de su eventual uso.

En el presente trabajo se ha calculado el costo unitario de sostenimiento con pernos y puntales de madera.

5.5.6. Costo unitario de labores de preparación

A fin de incluir el costo de las labores de preparación en el costo de una tonelada de mineral extraído en tajeos, se ha tenido en cuenta:

- La producción obtenida en un block por labores de preparación, efectuadas en mineral (yacimiento), expresado en porcentaje.
- El costo operativo de una ton. de mineral obtenida por labores de preparación es de 2 hasta 5 veces mayor que del mineral obtenido en tajeos. Se ha admitido en los cálculos un costo promedio de 2.5 veces mayor que el costo de extracción directa en tajeos.

5.5.7 Tratamiento computarizado

Con el fin de calcular y permitir un análisis rápido y minucioso del costo operativo del mineral extraído por diversos métodos de explotación y diversas condiciones del yacimiento y dotación de equipo., se ha desarrollado un programa computarizado, por la complejidad de los algoritmos y sus relaciones con las variables y las constantes.

El programa ha sido desarrollado como sigue:

- Lenguaje Basic
- La base de datos en D Base III y
- Lotus 123

La base de datos consiste en el almacenamiento de:

- Las informaciones y parámetros contenidos en los Cuadros 1.1. al 1.5
- Los precios, distinguiendo entre precios calculados (aire comprimido, etc) y precios cotizados en el mercado nacional.
- Las expresiones y gráficos de relaciones de los diferentes parámetros
- Los consumos específicos (calculados en base a algoritmos)
- La creación de un banco de datos, que a su vez permite un análisis más complejo.

5.6 COSTO OPERATIVO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS EN TAJEOS

5.6.1. COSTO OPERATIVO DE PERFORACION (\$/ m)

El costo operativo de perforación ha sido elaborado para:

- Perforación con Jack-Leg (22 Kg)
- Perforación con Cavo Drill 350-2 brazos
- Perforación con Jumbo Boomer H-115-2 brazos

5.6.1.1 Costo operativo de perforación con equipo Jack Leg de 22 Kg y taladros de 40 mm. diámetro (\$/m)

Consumos específicos

Consumo de aire comprimido (en m³ /m taladro)

Factores de cálculo-consumo específico de aire comprimido a 6 bares del perforador, Cesp perf= 2.8 m³/min.

- Factor de simultaneidad: $K_1 = 0.7$
- Factor para tiempo auxiliar; K_2 en función de la competencia de la roca

Cuadro 5.6.1.1.

Roca	K_2
Roca competente	1.1
Roca de competencia media	1.2
Roca poco competente	1.3

- Velocidad de penetración m/min.

$$Q_{ac} = \frac{K_2}{K_1} \times \frac{\text{Cesp. perf}}{V} \dots\dots m^3/m \text{ de taladro}$$

$$Q_{ac} = \frac{K_2}{0.7} \times \frac{2.8}{V} = \frac{4.0 K_2}{V} = m^3/m \text{ tal.}$$

Consumo de barrenos integrales (Q_{int} en unidad/m. tal) o consumo de broca con placa

Q_{br}, en unidad/m taladro y barreno Q_{bar} en unid./m taladro

Los consumos en función de la roca (velocidad de penetración) son dados en el Cuadro 5.6.1.2.

Cuadro 5.6.1.2.

Consumo	Denominación		Roca competente	Roca comp. media	Roca poco comp.
Q _{int}	Barrenos integr. de 1.8 m.	Vida-Mts. tal Unid/m. tal.	150 m. 0.007 m.	300 m. 0.0035	600 m. 0.0017
Q _{br}	Broca en cruz	Vida-Mts. tal Unid/m. tal.	200 m. 0.005	400 m. 0.0025	800 m. 0.0013
Q _{bar}	Barreno de 1.8 m.	Vida-Mts. ta. Unid/m. tal.	600 m. 0.0017	1200 m. 0.00083	2400 m. 0.00042

Consumo de lubricante (Q_{lub} - L/m taladro)

Teniendo en cuenta el consumo promedio de 1 lt/guardia y perforadora (en 4 horas efectivas de perforación)

$$Q_{lub} = \frac{1}{\text{Tal. perf. por guardia}} \text{ (L/m. tal)}$$

Taladros perforados por guardia (T_{guar}):

$$T_{guar} = 4 \text{ hrs.} \times 60 \text{ min./h} \times 0.70 (K_1) \times V \text{ m/min.}$$

$$T_{guar} = 168 \times V \text{ m tal/guardia}$$

$$Q_{lub} = \frac{1}{168 \times V} \text{ L/m tal.}$$

Donde: Velocidad de penetración (m/min)

Consumo de mano de obra (Q_{m.o.} - hombre guard/m taladro. Se considera que el personal de perforación está compuesto por 2 mineros; uno es el perforista jefe y otro el asistente.

$$Q_{m.o.} = \frac{2}{T_{guar}} = \frac{2}{168 \times V} \text{ h.g./m.taladro}$$

$$Q_{m.o.} = \frac{1}{84 \times V} \text{ h.g./m.taladro}$$

Depreciación del equipo (Q_{dep} en unid / m / taladro) (perforadora, barra, lubricador)

La vida económica del equipo en un regimen de trabajo de 2 guardia/día y 250 días

efectivos/año es de 3 años, en este tiempo se perforará:

$$T_{\text{total}} = V \times 4 \text{ h/g} \times 60 \text{ min/h} \times 0.7 (K_1) \times 2.$$

$$\text{guar/día} \times 250 \text{ días/año} \times 3 \text{ años} = 252,000 \times V \text{ m taladro}$$

$$Q_{\text{dep}} = \frac{1}{252,000 \times V} \text{ unid/m taladro}$$

Mantenimiento del equipo, repuesto y accesorios para la perforación (Q_{mant.})

Para perforadoras neumáticas Q_{mant} representa el 25% de la depreciación.

$$Q_{\text{mant}} = 0.25 \times Q_{\text{dep}} = \frac{0.25}{252,000 \times V} = \frac{1}{1,008,000 \times V} \text{ (unid/m taladro)}$$

Costo operativo de perforación con equipo Jack Leg (C_{perf.fl})

(Taladro de 40 mm. diámetro y perforadora de 22 Kg)

- C_{perf.fl} en \$/m taladro

$$C_{\text{perf.fl}} = C_{\text{perf.fl1}} + 0.05 C_{\text{perf.fl1}}$$

$$C_{\text{perf.fl1}} = Q_{\text{a.c.}} \times P_2 + [(Q_{\text{int}} \times P_{15}) \text{ ó } (Q_{\text{br}} \times P_{16} + Q_{\text{bar}} \times P_{17})] = Q_{\text{lub}} \times P_{35} + Q_{\text{m.o.}} \times P_{40} + Q_{\text{dep}} \times P_{60} + Q_{\text{mant}} \times P_{60}$$

$$C_{\text{perf.fl1}} = 4.0 \times \frac{K_2}{V} \times P_2 + [(Q_{\text{int}} \times P_{15}) \text{ ó } (Q_{\text{br}} \times P_{16} + Q_{\text{bar}} \times P_{17})] + \frac{1}{168 \times V} \times P_{35} + \frac{1}{84 \times V} \times P_{40} + \frac{1.25}{252,000 \times V} \times P_{60}$$

$$C_{\text{perf.fl}} = 1.05 \times C_{\text{perf.fl1}}$$

Se considera adicional de 5% del costo total como otros gastos.

5.6.1.2 COSTO OPERATIVO DE PERFORACION CON CAVO DRILL 350-2 BRAZOS, DIAMETRO DE TALADRO 40 mm. ACCIONAMIENTO NEUMATICO Consumos específicos

Consumo de aire comprimido (Q_{a.c.} m³/m taladro)

Factores de cálculo -Consumo específico de aire comprimido a 6 bares del perforador COP 89 de 3.5 m³/min

- Factor de simultaneidad; K = 0.7
- Factor para tiempo auxiliar K₂ (cuadro # 5.6.1.1.)
- Velocidad de penetración V determinado con equipos Jack Leg en condiciones standard (diámetro taladro 40 mm. presión del aire comprimido 6 bares, perforadora de 22 Kg) en m/min.

Nota : La velocidad de penetración con Cavo Drill-Perforadora COP 89 D es 40% mayor a la velocidad con perforación con equipo Jack Leg.

$$Q_{\text{a.c.}} = \frac{K_2}{K_1} \times \frac{C_{\text{esp.perf.}}}{1.4 \times V} = \frac{K_2}{0.7} \times \frac{3.5}{1.4 \times V}$$

$$Q_{\text{a.c.}} = 3.6 \times \frac{K_2}{V} \text{ m}^3/\text{m taladro}$$

Consumo de barreno integral, broca y barrenos

Los consumos específicos señalados en el cuadro 5.6.1.2 aumentarán en un 5% promedio a razón del aumento de la velocidad de penetración

Consumo esp. = Consumo dado en el cuadro 5.6.1.2 x 1.05

Similarmente se aplicará 1.05 al valor de los consumos específicos de broca con placa y barreno.

Consumo de lubricantes (Olub l /m taladro)

El consumo promedio de lubricantes es de 1.2 l/guardia y por perforadora (se trabaja 4 hrs de perforación efectiva por guardia)

Taladros perforados por guardia (T guar):

$$T_{\text{guar}} = 4 \text{ hrs.} \times 60 \text{ min/h} \times 70 (k_1) \times 1.4 \times V \text{ m/min.} \times 2$$

$$T_{\text{guar}} = 470 \times V \text{ (m taladros/guar)}$$

$$Q_{\text{lub}} = \frac{2 \times 1.2}{470 \times V} \text{ (l/m tal.)}$$

$$Q_{\text{lub}} = \frac{1}{196 \times V} \text{ (l/m tal.)}$$

De donde:

V = velocidad de penetración en condiciones standard con Jack Leg (m/min).

Q_{lub} = consumo de lubricante

Consumo de mano de obra (Q_{m.o.} hombre guardia/m taladro)

Se considera que el personal de perforación está compuesto por 2 mineros

$$Q_{\text{m.o.}} = \frac{2}{T_{\text{guar.}}} = \frac{2}{470 \times V}$$

$$Q_{\text{m.o.}} = \frac{1}{235 \times V} = \text{h.g./m tal.}$$

Depreciación del equipo (Q_{dep} unidad/m tal.)

La vida económica del equipo Cavo Drill en un régimen de trabajo de 2 guar./día y 250 días efectivos de trabajo/año es de 4 años.

En este tiempo se perforará:

$$T_{\text{total}} = 2 \times 1.4 \times V \times 4 \text{ h/g} \times 60 \text{ min/hr} \times 0.7 (R_1) \times 2 \text{ guar/día} \times 250 \text{ d/a} \times 4 \text{ años} = 940,800 \times V \text{ m. taladros}$$

$$Q_{\text{dep}} = \frac{1}{940,800 \times V} \text{ unidad/m. taladro}$$

Mantenimiento del equipo incluido repuesto y accesorios para la perforación

(Q_{mant.} unidad/m. tal)

Para el equipo Cavo Drill es el 20% del Q_{dep}

$$Q_{\text{mant}} = 0.20 \times Q_{\text{dep}} = \frac{0.20}{940,800 \times V} \text{ unidad/m. taladro}$$

Costo operativo de perforación con equipo Cavo Drill, 2 brazos diámetro taladro 40mm.

$C_{\text{perf.}}$ C.D. en \$/m. taladro

$$C_{\text{perf.}} \text{ C.D.} = Q_{\text{a.c.}} \times P_2 + [(Q_{\text{int}} \times P_{15}) \text{ ó } (Q_{\text{br}} \times P_{16} + Q_{\text{bar}} \times P_{17})] + Q_{\text{lub}} \times P_{35} + Q_{\text{m.o.}} \times P_{50} + Q_{\text{dep}} \times P_{61} + Q_{\text{mant.}} \times P_{61}$$

$$C_{\text{perf.}} \text{ C.D.} = 3.6 \times K2/V \times P_2 + Q_{\text{int}} \times P_{15} + Q_{\text{br}} \times P_{16} + Q_{\text{bar}} \times$$

$$P_{17} + \frac{1}{196 \times V} \times P_{35} + \frac{1}{235 \times V} \times P_{41} + \frac{1.20}{940,800 \times V} \times P_{61}$$

$$C_{\text{perf.}} \text{ C.D.} = 1.05 \times C_{\text{perf.}} \text{ C.D.} \cdot 1$$

Se considera un adicional de 5% del costo total como otros gastos

5.6.1.3 Costo de perforación con Jumbo Boomer H115 de 2 brazos diametro de taladro 40 mm. accionamiento electrohidráulico

Consumo de energía eléctrica (Q_{el} -Kw h/m tal.)

Factores de cálculo

- Consumo de energía eléctrica para 60 Kw. potencia instalada
- Factores de simultaneidad $K_1 = 0.7$
- Factores para tiempo auxiliar $K_2 =$ de acuerdo al cuadro 5.6.1.2.
- Velocidad de penetración $V =$ min.

Determinado en condiciones standares con Jack Leg (22 Kg) diámetro tal 40 mm. presión de aire comprimido 6 bares

Nota: La velocidad de penetración con Jumbo Boomer es 3 veces mayor a la velocidad con Jack Leg

La potencia utilizada es el 80% de la potencia instalada

$$\text{Pot.} = 60 \times 0.8 = 48 \text{ Kw}$$

Se perfora un promedio de 4 hrs. efectivas por guardia y el número de taladros perforados por guardia con equipo de 2 brazos será:

$$T_{\text{guar.}} = 4 \text{ h.} \times 2 \text{ perf.} \times 60 \text{ min.} \times V \times 3 \times 0.7$$

$$T_{\text{guar.}} = 1,008 \times V \text{ (m/guardia)}$$

donde V es la velocidad de penetración standard con equipo Jack Leg

Consumo específico de energía de Jumbo Boomer H115

$$C_{\text{esp.}} \text{ J.B.} = \frac{48 \times 4}{1008 \times V} = (\text{Kwh/m.tal.}) \quad C_{\text{esp.}} \text{ J.B.} = \frac{1}{5.25 \times V} (\text{Kwh/m.tal.})$$

$$Q_{\text{el}} = \frac{0.7 \times K_2}{0.7} \times \frac{1}{5.25 \times V} (\text{Kwh/m.tal.}) \quad Q_{\text{el}} = \frac{1}{5.25} \times \frac{K_2}{V}$$

$$Q_{\text{el}} = 0.19 \times \frac{K_2}{V} (\text{Kwh/m tal.})$$

Se debe mencionar que el coeficiente K_2 para tiempo auxiliar es 30% menor que el caso de perforación con Jumbo Boomer, o sea $0.7 \times K_2$

Consumo de barrenos integrales broca y barrenos en unidad/m tal. perforados

Los consumos específicos dados en el cuadro 5.6.1.2 aumentarán en 20% promedio a razón del aumento de la velocidad de penetración.

Consumo esp. = cons dado en en cuadro 5.6.1.2 multiplicado por 1.2

Consumo de lubricantes (Q_{lub} -l/m taladro)

El consumo promedio de lubricantes es de 3 l/guard. por perforadora y el número de taladros perforados por guardia (2 perf.) será:

$$T_{guar.} = 4 \text{ hrs} \times 60 \text{ min./h} \times 0.7 (K_1) \times 2 \text{ perf.} \times 3 \text{ V m/guard.}$$

$$T_{guar.} = 1008 \times V \text{ (m. tal./guard.)}$$

Donde V es la velocidad de penetración en condiciones standares con perforadora Jack Leg.

$$Q_{lub} = \frac{3 \times 2}{1008 \times V} \text{ (l/m tal.)}$$

$$Q_{lub} = \frac{1}{168 \times V} \text{ (l/m tal.)}$$

Consumo de mano de obra (Q_{mo} -hombre guardia/m tal.)

Se considera que el personal de perforación está compuesto por 2 mineros.

$$Q_{m.o.} = \frac{2}{T_{guar.}} = \frac{2}{1008 \times V} \text{ (h.g./m. taladro)}$$

$$Q_{m.o.} = \frac{1}{504 \times V} \text{ (h.g./m. taladro)}$$

Depreciación del equipo ($Q_{dep.}$ - unidad/m taladro)

La vida económica del equipo Jumbo boomer H 115 en un regimen de trabajo de 2 guardias por día, 250 días efectivos de trabajo al año es de 5 años, en este tiempo se perforará:

$$T_{total} = 2 \times 3 \times V \times 4 \text{ h/g} \times 60 \text{ min/h} \times 0.7 (K_1) \times 2 \text{ g/d} \times 250 \text{ d/a} \times 5 \text{ años}$$

Total ; 2'520,000 x V m taladros

$$Q_{dep} = \frac{1}{2'520,000 \times V} \text{ (unidad/m taladro)}$$

Mantenimiento del equipo (Incluyendo repuestos y accesorios para la perforación

Q_{mant} en unidad/m taladro

Para el equipo Jumbo Boomer H 115 es el 15% del promedio Q_{dep}

$$Q_{mant} = 0.15 \times Q_{dep.}$$

$$Q_{mant} = \frac{0.15}{2.520,000 \times V} \text{ (unidad/m. taladro)}$$

Costo operativo de perforación con equipo Jumbo Boomer H 115 de 2 brazos diám. taladro 40 mm

$C_{\text{perf. J.B.}}$ en \$/m. taladro

$$C_{\text{perf. J.B.}_1} = Q_{\text{el}} \times P_1 + [(Q_{\text{int}} \times P_{15}) \text{ ó } (Q_{\text{br}} \times P_{16} \times Q_{\text{bar}} \times P_{17})] + Q_{\text{lub}} \times P_{36} + Q_{\text{m.o.}} \times P_{42} + Q_{\text{dep}} \times P_{62} + Q_{\text{mant}} \times P_{62}$$

$$C_{\text{perf. J.B.}_1} = 0.19 \times \frac{K_2}{V} \times P_1 + Q_{\text{int.}} \times P_{15} + Q_{\text{br}} \times P_{16} + Q_{\text{bar}} \times P_{17} + \frac{1}{168 \times V} \times P_{36} + \frac{1}{504 \times V}$$

$$\times P_{42} + \frac{1.15}{2'520,000 \times V} \times P_{62}$$

$$C_{\text{perf. J.B.}} = 1.05 C_{\text{perf. J.B.}_1}$$

Se considera un adicional de 5% del costo total como otros gastos

5.6.2 COSTO OPERATIVO DE VOLADURA (\$/Tonelada mineral) EN LOS TAJEOS (dos caras libres)

El costo operativo de la voladura ha sido elaborado para:

- Carga manual de los explosivos y
- Carga mecanizada por cargador neumático

Factores de cálculo

- Factor de potencia en Kg/T como datos estadísticos promedios recuperados de las unidades mineral
- Tipo de explosivo
- Consumo de accesorios; iniciador y guía
- Consumo específico de taladros (Estadístico) en m/T
- Diámetro de taladro mm. (en general 40 mm.)
- Longitud promedio del taladro (m.)
- Modalidad del carguío de explosivo

Factor de potencia

Es un parámetro estadístico que involucra la influencia de las propiedades geomecánicas del mineral sobre el método de explotación aplicado y se refiere a cada tipo de explosivos utilizado.

Q_{expl} Kg/T (Factor de potencia)

Se puntualiza en el presente análisis que el factor de potencia se refiere a las labores mineras con dos caras libre en el tajeo.

En función del tipo de explosivo, el parámetro factor de potencia servirá para calcular el precio del explosivo:

- En el caso de dinamitas o geles , el factor de potencia se multiplica por el precio unitario del explosivo.
- En el caso de ANFO, el precio unitario del explosivo se calculará teniendo en cuenta el caso más general : 88% de ANFO Y 12% dinamita.

$$P_{\text{Anfo}} + P_{\text{din}} = 0.88 \times P_{\text{Anfo}} + 0.12 \times P_{\text{din}}$$

$$P_{10} = 0.88 \times P_9 + 0.12 \times P_7 \text{ en } \$/\text{Kg.}$$

Consumo específico de iniciadores (Q_{inic.} en Unid./Ton.)

El consumo específico de iniciadores fue determinado por cálculo en función de informaciones disponibles:

- Longitud de taladro (l) en m; l=corte 1.1

El corte está indicado para cada tajeo

- Consumo de taladro (Q_{tal}) en m/t
- Factor de seguridad 1.04

$$Q_{inic} = Q_{inic.el.} = 1.04 \times \frac{Q_{tal}}{l} \quad (\text{unidad/t})$$

donde:

Q_{inic.el.} = consumo específico de iniciadores eléctricos

Q_{inic.pir} = consumo específico de iniciadores pirotécnicos

Consumo de guía (Q_{guía} - m/Tonelada)

El consumo de guía normal (Bickford) se refiere al uso de iniciadores pirotécnicos.

$$Q_{guía.Bic} = \frac{l \times 1.5}{l} \quad (\text{m/t})$$

$$Q_{guía.Bic} = 1.5 \times Q_{tal} \quad (\text{m/t})$$

Consumo de cordón detonante (Q_{deton.} - m/ton.)

$$Q_{deton.} = \frac{l \times 1.3}{Q_{tal}} = 1.3 \times Q_{tal} \quad (\text{m/t})$$

Mano de obra por carga de explosivo y disparo (Q_{m.o.} - hg/ton.)

Mano de obra en caso de carga manual

Parámetros de cálculo

- Cuadrilla de mineros (generalmente) 3 personas
- Bodeguero 1 persona
- Taladros de long. promedio de 2 hasta 3 mts.
- Duración del cargado de explosivos (promedio) y taco, 2 min.
- Número de taladros

$$N_t = \frac{T_{disp} \times Q_{tal}}{l}$$

- donde

T_{dis.} = toneladas minados por disparo

- Q_{tal} = consumo de taladro
- l = longitud promedio de taladros

Duración de la preparación y voladura: Los tiempos promedio son:

- Carga por taladro, 2 minutos, o sea 1/240 h.g. (hombre/guardia)
- Encendido y retiro -10 minutos
- Espera después de la voladura (ventilación) 60 min.

El consumo de mano de obra en caso de carga manual

$$Q_{m.o.man.} = \left(\frac{T_{disp.} \times Q_{tal}}{l} \times \frac{l}{240} + \frac{10}{480} + \frac{60}{480} \right) \times \frac{4 \text{ pers.}}{T_{disp.}}$$

$$Q_{m.o.man.} = \frac{T_{disp.} \times Q_{tal} + 35l}{240 \times l \times T_{disp.}} \times 4 \text{ h.g./t}$$

Mano de obra en caso de carga mecanizada ($Q_{m.o.mec.}$ -h g/t)

Parámetros de cálculo

- Cuadrilla de mineros 3 personas
- Bodeguero 1 persona
- Taladros de long. mayor de 3mts.
- Duración:
- Carga de un taladro de longitud l 3 minutos
- Encendido y retiro 15 minutos
- Espera después de la volad. 60 minutos

$$Q_{m.o.mec.} = \left(\frac{T_{disp.} \times Q_{tal}}{l} \times \frac{3}{480} + \frac{15}{480} + \frac{60}{480} \right) \times \frac{4 \text{ pers.}}{T_{disp.}}$$

$$Q_{m.o.mec.} = \frac{3 T_{disp.} \times Q_{tal} + 75 l}{480 \times l \times T_{disp.}} \times 4 \times (\text{h.g./tonelada})$$

Depreciación de equipo ($Q_{dep.}$ - Unid/T)

La vida económica del cargador neumático es de 10 años

$$Q_{dep.} = \frac{1}{750,000} \text{ Unid./t (promedio)}$$

Mantenimiento del equipo y costo de mangas antiestáticas

Representa el 25% del costo del equipo

$$Q_{mant.} = 0.25 \times Q_{dep.} = \frac{0.25}{750,000} \text{ Unid./t}$$

Costo operativo de la voladura

En los tajeos en \$/tonelada mineral

Carga manual C. vol. man.\$/t

Carga mec. C. vol. mec.\$/t

Costo operativo de la voladura con carga manual

$C_{vol. man.}$ (\$/t)

$$C_{vol.man.} = Q_{expl.D} \times P_7 + Q_{expl.Anfo} \times P_{10} + Q_{inic.el.} \times P_{11} + Q_{inic.piz.} \times P_{12} + Q_{guia Bic.} \times$$

$$P_{13} \times Q_{cor.det.} \times P_{14} + Q_{m.o.man.} \times P_{43}$$

$$C_{\text{vol.man.}} = Q_{\text{expl.}} \times P_7 \times Q_{\text{expl.Anfo}} \times P_{10} + 1.04 \times \frac{Q_{\text{tal}}}{l} \times P_{11} \\ + 1.04 \times \frac{Q_{\text{tal}}}{l} \times P_{12} + 1.5 \times Q_{\text{tal.}} \times P_{13} + 1.3 \times Q_{\text{tal.}} \times P_{14} + \frac{Q_{\text{tal}} \times T_{\text{disp.}} \times 35l}{240 \times l \times T_{\text{disp.}}} \times 4 \times P_{43}$$

$$C_{\text{vol.man.}} = 1.05 \times C_{\text{vol.man.}} \quad 1 \text{ (\$/t)}$$

Costo operativo de la voladura con carga por equipo neumático.

$$C_{\text{vol.mec.}} \text{ (\$/t)}$$

$$C_{\text{vol.mec.}} \quad 1 = Q_{\text{expl.Anfo}} \times P_{10} + Q_{\text{inic.el}} \times P_{11} + Q_{\text{inic.pir}} \times P_{12} + Q_{\text{cord.det.}} \times P_{14} \times Q_{\text{m.o.mec}} \times P_{43} + Q_{\text{dep}} \\ \times P_{66} + Q_{\text{mant}} \times P_{66}$$

$$C_{\text{vol.mec.}} \quad 1 = Q_{\text{Expl. Anfo}} \times P_{10} + 1.04 \times \frac{Q_{\text{tal.}}}{l} \times P_{11} + 1.04 \times \frac{Q_{\text{tal.}}}{l} \times P_{12} + Q_{\text{tal.}} \times P_{14} \\ + \frac{3 \times Q_{\text{tal.}} \times T_{\text{disp.}} + 751}{480 \times l \times T_{\text{disp.}}} \times 4 \times P_{43} + \frac{1}{750,000} \times P_{66} + \frac{0.25}{750,000} \times P_{66}$$

$$C_{\text{volmec.}} = 1.05 \times C_{\text{volmec.}} \quad 1$$

5.6.3. COSTO OPERATIVO DE ACARREO EN TAJEOS (\$/t mineral)

El costo operativo de acarreo ha sido elaborado para:

- Acarreo con scraper
- Acarreo con equipo LHD (scooptrams)

5.6.3.1. Costo operativo de acarreo en tajeos con scraper (\$/T min)

Capacidad de acarreo por hora

Factores de cálculo : Capacidad del rastrillo (Q_{ra}) en m^3

- Densidad del mineral in- situ (β) t/m^3
- Distancia de acarreo (D) en m.
- Velocidad promedio del rastrillo (v) en m/s

$$Q_{\text{scr/h}} = Q_{ra} \times 0.5 \times 0.9 \times \frac{\beta}{1.4} \times \frac{3,600}{2 \times \frac{D}{V} + 30} \text{ (t/h)}$$

$$Q_{\text{scr/h}} = 578 \times \frac{Q_{ra} \times \beta \times V}{D + 15 v} \text{ (t/h)}$$

Consumo de energía eléctrica - (Scraper con motor eléctrico)

$$Q_{\text{energ.eléct.}} = \frac{P_{\text{mot}} \times 0.9}{Q_{\text{scr/h}}} \text{ (Kwh/t)}$$

donde:

P_{mot} = potencia del motor (Kw)

$Q_{\text{scr/h}}$ - capacidad de acarreo por hora (t/h)

Consumo de energía neumática aire comprimido (scraper neumático)

$$Q_{\text{aire c.}} = \frac{P_{\text{mot. (HP)}}}{Q_{\text{scr.h.}}} \times \frac{10.8}{R} = (\text{m}^3\text{ac/t})$$

$$Q_{\text{aire c.}} = \frac{P_{\text{mot.(HP)}} \times 72}{Q_{\text{scr.h.}}} = (\text{m}^3\text{ac/t})$$

de donde:

P_{mot} = potencia del motor neumático (H.P.)

R = Rendimiento de motor neumático (0.15)

$Q_{\text{scr/h}}$ = Capacidad de acarreo por hora (t/h)

Consumo de cables de 12.5 mm. diámetro (m/t)

$$Q_{\text{cab}} = \frac{2 \times D \times 1.25}{Q_{\text{scr.h.}} \times 5 \text{ h/g} \times N_g \times 25 \text{ d/mes} \times 4 \text{ meses}} \quad (\text{m/t})$$

$$Q_{\text{cab.}} = \frac{0.005 \times D}{Q_{\text{scr.h.}} \times N_g} \quad (\text{m/t})$$

Donde:

D = distancia de acarreo (m)

N_g = No de guardias/día (Ng)

$Q_{\text{scr h}}$ = capacidad de acarreo (t/h)

Consumo de mano de obra (h.g./t)

$$Q_{\text{m.o.scr.}} = \frac{2}{5 \text{ h/g} \times Q_{\text{scr.h.}}} = \frac{0.4}{Q_{\text{scr.h.}}} = (\text{h.g./t})$$

Depreciación del equipo (unidad/t)

La vida económica de un scraper con motor eléctrico se considera en promedio 15,000 hrs.

$$Q_{\text{dep}} = \frac{1}{15,000 \times Q_{\text{scr.h}}} = (\text{unidad/t})$$

Mantenimiento del equipo y rastrillo

Es el 15% del valor de depreciación

$$Q_{\text{mant}} = \frac{0.15}{Q_{\text{dep}}} \quad (\text{unidad/t})$$

Costo operativo de acarreo en tajeos con scraper (C scr-\$/t)

$$C_{scr.1} = [(Q_{energ.eléct.} \times P_1) \text{ ó } (Q_{aire.c.} \times P_2)] + Q_{cab} \times P_{21} + Q_{m.o.} \times P_{40} + Q_{dep} \times P_{(68-69-70)} + Q_{mant.} \times P_{(68-69-70)}$$

$$C_{scr.1} = \left[\left(\frac{P_{mot.} \times 0.9}{Q_{scr.h.}} \times P_1 \right) \text{ ó } \left(\frac{P_{mot.n.} \times 72}{Q_{scr.h.}} \times P_2 \right) \right] + \frac{0.005 \times D}{Q_{scr.h.} \times Ng} \times P_{21} + \frac{0.4}{Q_{scr.h.}} \times P_{40} + 1.15 \times \frac{1}{15,000 \times Q_{scr.h.}} \times P_{(68-69-70)}$$

$$C_{scr.1} = \frac{1}{Q_{scr.h.}} \times [(0.9 \times P_{mt.el.} \times P_1) \text{ ó } (P_{mot.n.} \times 72 \times P_2)] + \frac{0.005 \times D}{Ng} \times P_{21} + 0.4 \times \frac{1.15}{15,000} P_{(68-69-70)} \text{ \$/t}$$

$$C_{scr.} = (1.07 \times C_{scr.1})$$

5.6.3.2 Costo operativo de acarreo en tajeos con equipo LHD (\$/t)

Capacidad de acarreo por hora y día (t/h y t/d)

Factores de cálculo:

- Producción de mineral de la mina por día (P) - t/d
- Producción de mineral obtenido de tajeos (P_{taj}) - t/d
- Capacidad nominal de la cuchara (Q_{cuch}) - m³
- Peso específico del mineral in-situ (δ) - t/m³
- Distancia promedio de acarreo (D) - m
- Velocidad promedio del LHD (V) - km/h
- Potencia del equipo adecuado a la altura s.n.m. (Pot.)-HP
- Mineral roto por disparo (Q_{disp}) - t
- No de tajeos activos en la mina (N taj.)
- No de guardias por día (N guard)
- Factor de esponjamiento 1.4
- Factor de llenado de la cuchara 0.9

Tiempo necesario para un ciclo (T_{ci})

Los tiempos parciales expresados en segundos son:

- t₁ = tiempo de carguío
- t₂ = desplazamiento hasta el echadero (lleno);
- t₃ = tiempo para descarga
- t₄ = desplazamiento, devuelto
- t₅ = tiempo de esperas varias
- T_{ci} = t₁ + t₂ + t₃ + t₄ + t₅

a.El tiempo de carguío(t1) es función de:

- La fragmentación del mineral (función de competencia)
- El aspecto de la rotura y forma de la masa de mineral
- La potencia del equipo
- El ajuste de la cuchara
- La inclinación del suelo, etc.

Generalmente el llenado de la cuchara se realiza en más de dos movimientos de penetración. A fin de simplificar los cálculos y teniendo en cuenta la práctica, el tiempo de carguío (segundo) en función de las características geomecánicas del mineral y de la capacidad (potencia) del equipo es el siguiente:

Cuadro 5.6.3.2.

Cap. cuchara y ³	1	2	3.5	6	10	13
Mineral m ³	0.76	1.50	2.67	4.60	7.64	9.93
Poco competente	20	25	30	35	45	55
De competencia media	24	30	36	42	54	66
Competente	28	35	42	49	63	77

b. Tiempo de desplazamiento con carga (t_2) en segundos

$$t_2 = \frac{D}{\frac{1}{3.6} \times V} \text{ seg.}$$

$$t_2 = \frac{3.6 \times D}{V} \text{ seg.}$$

donde:

D = distancia de transporte (m)

V = velocidad promedio del equipo (km/h)

c. **Tiempo de descarga (t_3)**

En condiciones normales la descarga en echaderos se realiza por uno o dos movimientos, en 40 seg.

$$t_3 = 40 \text{ seg.}$$

d. **Tiempo de desplazamiento vacío (t_4)**

La velocidad en el desplazamiento vacío es 10% mayor con respecto a la velocidad con carga.

$$t_4 = 0.9 \times t_2$$

$$t_4 = \frac{3.2 \times D}{V}$$

e. **Tiempos de esperas adicionales (t_5)**

En el transcurso del ciclo de operación, ocurren tiempos de espera para cruzarse los equipos y para realizar maniobras adicionales al carguío y descarga estos tiempos aumentan la duración del ciclo en un 10-30%, en promedio pudiéndose admitir un 25%

$$t_5 = 0.25 (t_1 + t_2 + t_3 + t_4) \text{ (seg.)}$$

f. **Tiempo necesario para un ciclo completo (T_{ci})**

$$T_{ci} = \sum_{i=1}^5 t_i$$

$$T_{ci} = t_1 + \frac{3.6 \times D}{V} + 40 + \frac{3.2 \times D}{V} + (t_1 + t_2 + t_3 + t_4) \times 0.25$$

$$T_{ci} = 1.25 \times \left(t_1 + \frac{6.8 \times D}{V} + 40 \right) \text{ (seg.)}$$

donde:

D = Distancia de acarreo m.

V = velocidad Km / h

t_1 = tiempo de carguío según el cuadro 5.6.3.2

Toneladas transportadas por ciclo (Q_{ci})

Factores de cálculo

Q_{cuch} = capacidad de cuchara m^3

β = peso específico in-situ t/m^3

Fe = factor de esponjamiento 1.4

fill = Factor de llenado de cuchara 0.9

$$Q_{ci} = Q_{cuch} \times \beta \times \frac{1}{Fe} \times \text{Fill} \quad T$$

$$Q_{ci} = Q_{cuch} \times \beta \times \frac{1}{1.4} \times 0.9 \quad t$$

$$Q_{ci} = 0.64 \times Q_{cuch} \times \beta \quad t$$

Capacidad de acarreo de un LHD por hora y día

$Q_{LHD,h}$ y $Q_{LHD,d}$

a. **Capacidad de acarreo horario**

$$Q_{LHD,h} = Q_{ci} \times \frac{3600}{T_{ci}} \text{ t/h}$$

$$Q_{LHD,h} = 1.840 \times \frac{Q_{cuch} \times 8}{t_1 + 6.8 \times \frac{D}{V} + 40} \text{ t/h}$$

Donde el significado de las abreviaciones corresponde a los anteriormente mencionados

b. **Capacidad de acarreo diario de LHD**

$Q_{LHD,d}$ t/d

Factores de cálculo

$Q_{LHD,h}$ = Capacidad de acarreo horario

t/h

$T_{dips.}$	=	Tiempo disponible de acarreo dentro de una guardia	horas
$h_{guardia}$	=	duración de una guardia	horas (8 ó 12 hrs)
$N_{guar.}$	=	Nº de guardias por día	Ng
K_3	=	factor que se refiere a la disponibilidad de mineral (ton. minadas por disparo) y frentes cercanos	0.9

Tiempo disponible por guardia (en %)

Teniendo en cuenta la duración promedio de las operaciones las cuales no permiten efectuar el acarreo al mismo tiempo que el desquince, la voladura, la ventilación, el ingreso del personal, mantenimiento, etc, el tiempo disponible promedio para el acarreo es de 55% del tiempo de una guardia.

El factor K_3 de disponibilidad de mineral depende de:

$Q_{disp.}$ = mineral roto por disparo y tajeo tons.

y de la existencia de tajeos cercanos, a fin de trasladar el LHD a un tajeo donde hay disponibilidad de mineral

$$Q_{LHD,d} = 0.55 \times K_3 \times h_{guard.} \times N_{guar.} \times Q_{LHD,h} \quad t/d$$

$$Q_{LHD} = 0,495 \times h_{guard.} \times N_{guar.} \times Q_{LHD,h} \quad t/d$$

Número de equipos necesarios en tajeos ($N_{LHD,tj}$)

Factores del cálculo

- Producción de mineral de la mina (P_{min}) (t/d)
- Producción de mineral de la mina por día que proviene de tajeos ($P_{taj.}$) (t/d)
- Capacidad de transporte del LHD en tajeos por día ($Q_{LHD,d.}$) (t/d)
- Disponibilidad de equipos ($D_{eq.}$) conforme al cuadro 5.6.3.3
- Producción de mineral que proviene de labores de preparación y desarrollo (P_{LP}) (%)

Producción de mineral que proviene de tajeos ($P_{taj.}$)

$$P_{taj.} = P_{min.} \times \frac{(1.0 - p_{L,p})}{100} \quad (t/d)$$

Número de equipos necesarios en operación ($N_{LHD,op.}$) para el acarreo del mineral minado de los tajeos hasta el primer echadero

$$N_{LHD,op.} = \frac{P_{taj.}}{Q_{LHD,d.}}$$

$$N_{LHD,op.} = \frac{P_{min} \times \left(1.0 - \frac{P_{LP}}{100}\right)}{Q_{LHD,d.}}$$

El resultado del cálculo es redondeado a una cifra entera superior.

Número de equipos de reserva ($N_{LHD,res.}$)

Según la práctica usada en las minas y teniendo en cuenta la recomendación de las unidades productoras de equipos LHD, el Número de equipos en reserva y mantenimiento de largo plazo representa el 30% del número de los equipos en operación.

NUMERO DE EQUIPOS LHD EN OPERACION EN RESERVA Y TOTAL

Cuadro 5.6.3.3.

Número de LHD en Operación N LHD op.	Número de equipos LHD en reserva N LHD res.	Total necesario NLHD.T.
1		1
2	1	3
3	1	4
4	1	5
5	2	7
6	2	8
7	2	9
8	3	11
9	3	12
10	3	13

Número total de equipos LHD necesario para el acarreo en los tajeos (N LHD.T.)

$$N_{LHD.T} = N_{LHD.op} + N_{LHD.res}$$

Las características técnicas de los equipos: capacidad de la cuchara potencia del motor adecuada a la ubicación de la mina (m.s.n.m.) accionamiento diesel o eléctrico, etc. corresponden a los del equipo existente en las minas analizadas.

Consumos específicos para el acarreo con LHD en tajeos

Los consumos específicos para el acarreo LHD en tajeos fueron determinados teniendo en cuenta:

- Las características técnicas del equipo
- La distancia de acarreo en el tajeo hasta el primer echadero
- La disponibilidad de mineral
- La capacidad de acarreo por día

Consumo de energía

Equipo LHD eléctrico (Q_{el} - KWH/t)

Factores de cálculo

P_{pot} = potencia del motor Kw

$N_{LHD.o.p.}$ = número de equipos LHD en operación

K_4 = factor de utilización de la potencia nominal 0.85

t = tiempo efectivo de operación por día ($0.55 \times N_{guard} \times N_{guar}$) Horas

$P_{taj.}$ = producción total de mineral que proviene de tajeos por día t/d

Consumo de energía eléctrica (Q_{el})

$$Q_{el} = \frac{0.55 \times h. \text{ guar} \times N_{\text{guar}} \times N_{LHD.o.p.} \times P_{\text{pot}} \text{ Kw} \times K_4}{P_{\text{taj.}}} \text{ Kw h/t}$$

$$Q_{el} = \frac{0.47 \times h. \text{ guar} \times N_{\text{guar}} \times N_{LHD.op} \times P_{\text{pot}} \text{ Kw}}{P_{\text{taj.}}} \text{ Kw h/t}$$

Equipo LHD diesel (Q_{dis} - l/t)

Factores de cálculo

Q_{disp} = consumo específico de petróleo 0.20 litros/HP/hora

K_5 = Factor de Disminución del Consumo de Petróleo en función de la potencia del motor según cuadro 5 K_5

K_6 = Factor de utilización de la potencia nominal 0.85

T = Tiempo efectivo de operación (0.55 x h guar x N guar) horas

Ptag. = producción total de mineral que procede de los tajeos por día t/d

N_{LHD} op Número de equipos en Operación Nr

CUADRO No 5

Factor de disminución del consumo de petróleo en función de la potencia del motor

POTENCIA NOMINAL DEL MOTOR DIESEL HP	FACTOR DE CALCULO k_5
45-100	1
100-150	0.95
150-250	0.9
más de 250	0.87

Se debe señalar que, la potencia de los motores diesel, están adecuadas a la altura sobre el nivel del mar.

$$Q_{dis} = \frac{0.2 \times K_5 \times K_6 \times 0.55 \times h_{\text{guar}} \times N_{\text{guar}} \times N_{LHD.op.} \times P_{\text{pot}}^{HP}}{P_{\text{taj}}}$$

$$Q_{dis} = \frac{0.093 \times K_5 \times h_{\text{guar}} \times N_{\text{guar}} \times N_{LHD.op.} \times P_{\text{pot}}^{HP}}{P_{\text{taj}}} \quad (l/t)$$

Consumo de neumáticos ($Q_{neum-Unid/h}$)

Según criterios y análisis para la selección de equipos (Universidad Nacional de Ingeniería Ed.Set.88) el consumo promedio de un juego de llantas corresponde a 1,500 horas efectivas de trabajo.

$$Q_{neum} = \frac{4}{1500 \times Q_{LHD.h}} \text{ Unidades/t}$$

donde:

Q = capacidad de transporte por hora del LHD.

Consumo de lubricantes (Q_{lub} - litro / t)

Equipo LHD eléctrico

$$Q_{lub.el.} = \frac{0.4}{Q_{LHD.h}} \dots \text{l/t}$$

Equipo LHD - diesel

$$Q_{lub.dis.} = \frac{0.53}{Q_{LHD.h}} \dots \text{l/t}$$

Consumo de mano de obra ($Q_{m.o.}$ h.g./t)

Cada equipo en operación está dirigido por un operador

$$Q_{m.o.} = \frac{N_{LHD.o.p.} \times N_{guard}}{P_{taj}} \dots \text{h.g./t}$$

donde el significado de las abreviaciones ha sido establecido anteriormente.

Depreciación del equipo ($Q_{dep.}$ - Unidades/t)

Según publicaciones especializadas, la vida económica de los equipos LHD se puede considerar en promedio 12,000 horas de trabajo efectivo.

$$Q_{dep.} = \frac{1}{12,000 \times Q_{LHD.h}} \dots \text{Unidades/t}$$

Mantenimiento del equipo incluyendo repuestos ($Q_{mant.}$)

Los costos promedios de mantenimiento y repuestos durante la vida económica son:

- por LHD eléctricos 18% del valor del equipo
- por LHD Diesel 25% del valor del equipo

Costo operativo del acarreo en tajeos con equipo LHD

C_{LHD} en \$/t

$$C_{LHD.1} = [(Q_{el.} \times p_1) \text{ ó } (Q_{dis} \times P_3)] + Q_{neum} \times p(18-20) + Q_{lub.el.} \times P_{36} + Q_{lub.dis} \times P_{37} + Q_{m.o.} \times P_{46} + [(1.18 Q_{dep.el.} \times p(75-79)) \text{ ó } (1.25 Q_{dep.dis.} \times p(80-86))]$$

$$C_{LHD} = C_{LHD.1} + 0.05 \times C_{LHD}$$

$$C_{LHD} = 1.05 \times C_{LHD.1} \text{ (\$/t)}$$

NOTA:

El precio de los neumáticos y el costo del equipo, son diferentes para cada tipo y capacidad de los mismos.

5.6.4. COSTO OPERATIVO DEL RELLENO (\$/Tonelada Mineral)

El costo operativo del relleno ha sido elaborado para:

- Relleno Hidráulico con relaves sin Aditivos
- Relleno Hidráulico con relaves Cementado
- Relleno Convencional que proviene de canteras cercanas al echadero de relleno
- Relleno Convencional que proviene de zonas con material aluvial

5.6.4.1 Relleno hidráulico sin aditivos (C_{RHid} , \$/t)

Condiciones asumidas:

- El relleno proviene de relaves de flotación sin almacenamiento (del flujo directo)
- Antes de bombeo a la mina se han eliminado las partículas finas (hidrocicloneado)
- Los relaves de flotación contienen un promedio de 35% de sólidos en la pulpa (en peso).
- El volumen de relleno requerido representa el 70% del volumen de extracción.
- Se utilizan equipos como: hidrociclones, acondicionadores, bombas, tuberías y mangueras.

En base a un programa computarizado (Ver bibliografía) se han determinado los costos de relleno hidráulico.

Factores de cálculo

- La producción de la mina (se rellena aproximadamente el 70%)
- La distancia y desnivel entre la planta concentradora y el tajeo.

Elementos de cálculo del costo operativo:

- Energía eléctrica requerida
- Mano de obra
- Depreciación del equipo e instalaciones de tuberías y accesorios
- Costo de mantenimiento

El costo operativo del relleno ($C_{RHidr.1}$)

Se refiere a la participación del costo de operación del relleno en una tonelada de mineral extraído en tajeos para un desnivel de 100 m. entre la planta concentradora y el tajeo (\$/t mineral)

Participación del Costo de la operación de relleno (\$/t min) en el costo Operativo de Mineral

Cuadro 5.6.4.1.

Producción de Mineral en Tajeo T/d	DISTANCIA PLANTA - TAJEO (m.)			
	1000m.	1500m.	2000m.	2500m.
500	0.90	1.00	1.20	1.25
1,000	0.35	0.42	0.73	0.75
1,500	0.22	0.30	0.50	0.52
2,000	0.21	0.29	0.38	0.40
2,500	0.20	0.28	0.30	0.32

Para cada 100 m. de desnivel, el costo indicado en el Cuadro No 5.6.4.1 se incrementará por un factor de 1.35 es decir:

$$C_{RHidr.} = C_{RHidr.1} \times 1.35 \times \frac{\text{Desnv.}}{100} \text{ \$/t min. extr. en tajeo}$$

100

donde:

- Desnv : representa el desnivel entre tajeo y planta concentradora

5.6.4.2. Relleno hidráulico cementado ($C_{R.hidr.C.}$) en \$/t mineral.

Condiciones asumidas y factores de cálculo:

- El relleno proviene de relaves de flotación.
- El cemento es añadido por dosificadores (con espiral o vibrador) en la mezcla requerida (R_{cem}) expresada en proporción 1 : X, donde 1 es la proporción de cemento y x representa la parte del agregado en peso en relación al total de relleno; por ejemplo 1: 6; 1:10; 1:20.
- La depreciación de las instalaciones complementarias para almacenar, dosificar y mezclar el cemento está expresada en el costo operativo como un factor sobre el costo del relleno hidráulico sin aditivo $K_7 = 1.2$
- Los costos para el drenaje del agua excedente se han expresado como un factor $K_8 = 1.05$ del costo de $C_{RHidr.}$

$$C_{RHidr.c} = K_6 \times K_7 \times K_8 \times C_{RHidr.} + R_{cem} \times P_{29} \text{ en (\$/t de mineral)}$$

Donde:

$C_{R.Hidr.}$ = Costo operativo del relleno hidráulico (ver 5.6.4.1) sin aditivos, que corresponde a una tonelada de mineral extraído en los tajeos.

K_6 = Factor de incremento para instalaciones complementarias

K_7 = factor de incremento para la planta de dosificación de cemento

K_8 = Factor de incremento para costos complementarios para el drenaje de agua excedente.

R_{cem} = Factor que representa la mezcla de cemento en el relleno total expresada como proporción (1 : x)

P_{29} = Precio de una tonelada de cemento.

$$C_{R.Hidr.C.} = 1.26 \times C_{R.Hidr.} + R_{cem} \times P_{29} \text{ (\$/t mineral)}$$

5.6.4.3 Relleno convencional proveniente de canteras

Se han analizado las siguiente dos alternativas:

- Canteras de pequeña envergadura, usando perforadoras manuales
- Canteras de mediana envergadura, usando equipos de perforación sobre ruedas, tipo orugas (track-drill)

a) Costo operativo del relleno convencional procedente de pequeñas canteras ($C_{R.Conv.1}$)

Condiciones asumidas y factores de cálculo:

- El material de relleno es de competencia media (calizas)
- Las operaciones unitarias son: perforación, con perforadora manual y taladros de aproximadamente 2m. de longitud, voladura con ANFO; transporte con cargador frontal aproximadamente en promedio de 200 m. hasta la chancadora; trituración, transporte del relleno chancado hasta el echadero aproximadamente 1 Km, y la distribución del relleno en los tajeos (distancia promedio 50 m.)
- Una tonelada de relleno convencional (caliza chancada) tienen una densidad promedio de 2.2. t/m³.
- El factor de cálculo (K_9) representa el costo del relleno por una tonelada de mineral :

$$K_9 = \frac{2.2}{d.min.}$$

donde:

d.min. = densidad del mineral

Consumos específicos

Perforación

(con perforadora de 22 Kg. y broca 40 mm. Ø)

Consumo de aire comprimido

(ver punto 5.6.1.1.)

$$P_{a.c.} = 4.0 \times \frac{K}{V} \quad \text{m}^3/\text{m. taladro}$$

Teniendo en cuenta que el material de relleno es generalmente de competencia media, los valores promedio de los parámetros son:

$$K_2 = 1.2$$

$$V = 0.48 \text{ m/min. (20\% mayor que en mina subterránea } V = 1.2 \times 0.4 = 0.48)$$

$$Q_{a.c.} = \frac{4.0}{0.48} \times 1.2 = 10 \text{ m}^3/\text{m. taladro perforado}$$

Consumo de barrenos integrales. Según el cuadro 5.6.1.2.

$$Q_{int} = 0.0035 \text{ Unidades/m. taladros}$$

Consumo de lubricantes Por $V = 0.48 \text{ m/min.}$

$$Q_{lub} = \frac{1}{168 \times V} = \frac{1}{168 \times 0.48} = 0.012 \text{ l/m taladro}$$

Consumo de mano de obra

El personal de perforación está compuesta de dos mineros .Se perfora 5 hrs./guar.

$$Q_{m.o.} = \frac{2}{5 \times 60 \times 0.48 \times 0.7} = 0.02 \text{ h.g./m talad. perforados}$$

Depreciación del equipo

La vida económica del equipo utilizado en la cantera es de 5 años:

$$T_{total} = 100 \text{ m/día} \times 250 \text{ días/año} \times 5 \text{ años} = 125,000 \text{ m. taladros}$$

Mantenimiento, mangueras y tuberías

Estos costos representan en promedio el 20% del costo de la depreciación.

$$Q_{man} = 0.2 \times Q_{dep.}$$

Costo operativo de la perforación ($C_{\text{perf.R1}}$)

$$C_{\text{perf.R1}} = 1.05 \times \left(10 \times P_2 + 0.0035 \times P_{15} + 0.012 \times P_{35} + 0.02 \times P_{40} + \frac{1}{125,000} \times P_{60} + 0.2 \times \frac{1}{125,000} \times P_{60} \right)$$

en \$/m taladros perforados.

Nota: se incluye el 5% por concepto de otros gastos

Costo operativo de la voladura

$Q_{\text{eq}} = 0.3$ Kg/t (promedio para calizas)

Se usa ANFO con dinamita en proporción: 0.88 ANFO+ 0.12 dinamita.

Consumo de iniciadores

$$Q_{\text{inic.}} = \frac{1.04}{L} \times Q_{\text{tal}} \text{ en unidades t/relleno}$$

donde:

L = longitud promedio de los taladros (2m)

Q_{tal} = consumo de taladros por tonelada de relleno

Q_{tal} = promedio = 0.6 m. tal/ton

$$Q_{\text{inic.}} = \frac{1.04}{2} \times 0.6 = 0.31 \text{ unidades/toneladas relleno}$$

Consumo de Guía-Bikeford

$Q_{\text{guía}} = 1.5 \times Q_{\text{tal}} = 1.5 \times 0.6 = 0.9$ (m/t relleno)

La mano de obra está incluida en el cálculo de la perforación.

Costo operativo de la voladura

$$C_{\text{vol.R1}} = (Q_{\text{expl.}} \times P_{10} + Q_{\text{inic.}} \times P_{12} + P_{13}) \times 1.05$$

$$C_{\text{vol.R1}} = 1.05 \times (0.3 \times P_{10} + 0.31 \times P_{12} + 0.9 \times P_{13})$$

(\$/t relleno)

Costo operativo del carguío y transporte hasta la chancadora

Condiciones asumidas:

- Cargador frontal de 2.5 m³ y 125 HP
- Distancia de transporte promedio :200 m.
- Se trabaja en una guardia, 6 hrs efectivas

- Capacidad de transporte por guardia : $30 \times 6 = 180$ /t guardia
- Consumo específico de petróleo: 0.17 lts./HP horas
- Factor de utilización de la potencia del motor: $K_6 = 0.85$

Consumo de combustible

$$Q_{dis} = \frac{0.17 \times 0.85 \times 6 \text{ h/guar} \times 125 \text{ HP}}{180 \text{ t}} \quad (\text{l/t relleno})$$

$$Q_{dis} = 0.60 \text{ l/t relleno}$$

Consumo de neumáticos

$$Q_{neum} = 0.0001 \text{ unid./t relleno}$$

Consumo de lubricantes

$$Q_{lub} = 0.02 \text{ L/t relleno}$$

Consumo de mano de obra

$$Q_{m.o.} = \frac{1}{180} = 0.006 \text{ h.g./t relleno}$$

Depreciación del equipo

La vida económica de un cargador frontal es de 14,000 h.

$$Q_{dep} = \frac{1}{14,000 \times 30} = \frac{1}{420,000} \text{ unid/t relleno}$$

Mantenimiento del equipo

$$Q_{mant.} = \frac{25}{100} \times Q_{dep} \text{ (unid/t. relleno)}$$

Costo operativo de la carga y transporte hasta la chancadora.

$$C_{tr.ch.1} = (Q_{dis} \times P_2 + Q_{neum} \times P_{20} + Q_{lub} \times P_{37} + Q_{m.o.} \times P_{45} + Q_{dep} \times P_{90} + 0.25 Q_{dep} \times P_{20}) \times 1.05$$

$$C_{tr.ch.1} = 1.05 \times (0.6 \times P_2 + 0.0001 \times P_{20} + 0.02 \times P_{37} + 0.006 \times P_{45} + 1.25 \times \frac{1}{420,000} \times P_{90}) \text{ \$/t relleno}$$

Chancado

Condiciones asumidas:

- Chancadora de quijadas de 20Kw eléctrica
- Se trabaja en una guardia de 7 hrs efectivas
- Cantidad de caliza chancada por guardia: 180 t.

Consumo de energía eléctrica

$$Q_{el.ch.1} = \frac{20 \times 7}{180} = 0.78 \text{ Kw.h./t. relleno}$$

Consumo de acero con 10% Mn.

$$Q_{ac.Mn} = 0.05 \text{ Kg/t relleno}$$

Mano de Obra

$$Q_{m.o.} = \frac{1}{180} = 0.006 \text{ h.g./t relleno}$$

Depreciación del equipo : chancadora y tolvas

La vida económica de la chancadora es de 10 años

$$Q_{dep.} = \frac{1}{450,000} = \text{Unidades/t relleno}$$

Mantenimiento, incluyendo accesorios de la instalación de chancado.

$$Q_{mant.} = 0.20 \times Q_{dep} \text{ Unid./t relleno}$$

Costo unitario para chancado

$$C_{ch.p.c.} = (0.78 \times P_1 + 0.05 \times P_{28} + 0.006 \times P_{47} + \frac{1}{450,000}$$

$$\times P_{95} + 0.20 \times \frac{1}{450,000} P_{95}) \times 1.05$$

$$C_{ch.p.c.} = 1.05 \times (0.78 \times P_1 + 0.05 \times P_{28} + 0.006 \times P_{47} + 1.20 \times \frac{1}{450,000} \times P_{95}) \text{ (\$/t relleno)}$$

Transporte del material chancado hasta el echadero de relleno

Condiciones asumidas: Transporte con volquetes, en una distancia aprox. de 1km.

$$C_{tr.relleno.ch.} = 0.2 \text{ \$/t relleno}$$

Distribución de relleno en tajeos

Condiciones asumidas:

Alternativa1: transporte con LHD en una distancia promedio de 100 m. y puesto en el lugar

$$C_{dist.RLHD} = \frac{C_{LHD}}{D} \times 100 \text{ (\$/t relleno)}$$

donde:

C_{LHD} = Costo operativo del acarreo en tajeos (ver 5.6.3.2.) mineral

D = Distancia de acarreo del mineral en el tajeo (m.)

Alternativa 2: distribución con rastrillaje scraper por 50 m.

$$C_{\text{dist.R.ser.}} = \frac{C_{\text{scr}}}{D} \times 50 \text{ \$/t relleno}$$

donde:

C_{scr} = Costo operativo de mineral en tajeos, por scraper

D = Distancia de acarreo del mineral en tajeos (m.)

Costo operativo del relleno convencional procedente de pequeñas canteras ($C_{\text{R.conv.1}}$)

Teniendo en cuenta los consumos específicos antescalculados, el costo operativo de una tonelada de relleno puesto en tajeo es el siguiente:

$$C_{\text{R.conv.1}} = 0.55 \times C_{\text{perf.R.1}} + C_{\text{Vol.R.1}} + C_{\text{TRch.1}} + C_{\text{ch.p.c.}} + C_{\text{tr.ch.rell.}} + [(C_{\text{dist.R.LHD}}) \text{ ó } (C_{\text{dist.R.Scr.}})]$$

La significación de las abreviaciones han sido anteriormente mencionadas. El factor de 0.55 es el consumo promedio de taladros para obtener 1 tonelada de relleno.

Costo operativo de relleno convencional proveniente de canteras de mediana envergadura ($C_{\text{R.conv.2}}$)

Condiciones asumidas:

El material de relleno es caliza de competencia media

- Perforación con track Drill
- Voladura con ANFO
- Transporte I, de cantera a chancadora
- Chancado
- Transporte II, de chancadora hasta el echadero del relleno
- Distribución del relleno en el tajeo.

Perforación (\$/m taladro)

Consumo de aire comprimido

$$Q_{\text{a.c.}} = 3.6 \times \frac{K_2}{V}$$

donde $K_2 = 1.2$

$V = 0.48 \text{ m/min.}$

$Q_{\text{a.c.}} = 9 \text{ m}^3/\text{m. taladro}$

Consumo de broca con plaquetas de metal duro (ver cuadro No 5.6.1.2.)

$Q_{\text{br}} = 0.0025 \times 1.05 = 0.0026 \text{ Unid./m taladro}$

Consumo de barrenos (Ver cuadro # 5. 6.1.2.)

(barrenos acoplados)

$Q_{\text{barr}} = 0.00083 \times 1.1 = 0.00091 \text{ Unid/m. taladro}$

Consumo de lubricantes.

$$Q_{\text{lub}} = \frac{1}{193 \times V} = 0.011 \text{ l/m taladro}$$

Consumo de mano de obra (Ver numeral 5.6.1.2.)

$$Q_{\text{m.o.}} = \frac{1}{235 \times V} = 0.009 \text{ h.g./m taladro}$$

Depreciación del equipo

La vida económica de un Track Drill es de 5 años.

Régimen de trabajo: 250 días/año

En este tiempo se perfora:

$$T_{\text{total}} = 1.4 \times 0.48 \times 5 \text{ h/g} \times 60 \text{ min/h} \times 0.7 \text{ g/d} \times 250 \text{ d.} \times 5 \text{ años}$$

$$T_{\text{total}} = 353,000 \text{ m. taladros}$$

$$Q_{\text{dep}} = \frac{1}{353,000} \text{ Unid./m taladro}$$

Mantenimiento y accesorios

$$Q_{\text{mant}} = 0.15 \times Q_{\text{dep}} \text{ Unid/m taladros}$$

Costo operativo de la perforación (\$/m taladro)

$$C_{\text{perf.tr.dr.}} = 1.05 (q \times p_2 + 0.0026 \times P_{16} + 0.00091 \times P_{17} + 0.011 \times P_{35} + 0.009 \times$$

$$P_{41} + 1.15 \times \frac{1}{353,000} \times P_{63})$$

Costo operativo de la voladura (\$/t)

En las canteras de mediana envergadura, la voladura se realiza con ANFO y dinamita en proporción: 0.95 ANFO+0.05 Dinamita

El factor de potencia promedio para calizas de competencia mediana es 0.2 Kg/t ANFO.

$$Q_{\text{expl}} = 0.2 \text{ Kg/t relleno}$$

El consumo promedio de taladros $Q_{\text{tal}} = 0.3 \text{ m/t relleno}$

Consumo de iniciadores:

$$Q_{\text{inic}} = \frac{1.04}{L} \times Q_{\text{tal}} \text{ Unid/t relleno}$$

donde:

Q_{tal} = consumo promedio de taladros (0.3 m/t)

L = 5 m promedio

Q_{inic} = 0.062 Unid./t relleno

Consumo de cordón detonante

$$Q_{c.det} = 1.3 \times Q_{tal} = 0.39 \text{ m/t relleno}$$

La mano de obra fue deducida en el cálculo de la perforación.

Costo Operativo de la voladura

$$C_{Vol.R2} = 1.05 \times (Q_{expl.} \times P_{10 \text{ bis}} + Q_{inic} \times P_{12} + Q_{c.del} \times P_{14})$$

$$C_{Vol.R2} = 1.05 \times 0.2 \times (0.95 \times P_9 + 0.05 \times P_7) + 0.062 \times P_{12} + 0.39 \times P_{14}$$

$$C_{Vol.R2} = 1.05 \times (0.19 \times P_9 + 0.06 \times P_7 + 0.062 \times P_{12} + 0.39 \times P_{14})$$

Transporte I de la cantera hasta la chancadora

Las condiciones asumidas son idénticas con las del numeral 5.6.4.3.

El costo operativo es igual que $C_{transp.ch1}$

$$C_{transp.ch2} = 1.05 (0.6 \times P_2 + 0.0001 \times P_{20} + 0.02 \times P_{37} + 0.006 \times P_{45} + 1.25 \times \frac{1}{420,000} \times P_{90}) \text{ en \$/t mineral}$$

Chancado

Teniendo en cuenta el uso de una chancadora de 50 Kw, el costo operativo presentado en el numeral 5.6.4.3 será reducido en 20%

$$C_{ch.m.c.} = 0.8 \times C_{ch.P.c.}$$

$$C_{ch.m.c.} = 0.84 (0.78 \times P_1 + 0.05 \times P_{28} + 0.006 \times P_{47} + 1.20 \times \frac{1}{450,000} \times P_{95}) \text{ \$/t relleno}$$

Transporte II de la chancadora hasta el echadero del relleno

Condiciones asumidas: Transporte con volquetes hasta el echadero principal del relleno, en una distancia aproximada de 2 Km.

El costo unitario será:

$$C_{tr.R.ech.} = 2 \times 0.2 = 0.4 \text{ \$/t relleno}$$

Distribución del relleno en tajeos

Condiciones asumidas

Transporte del relleno en el tajeo con LHD para una distancia promedio de 100 m. y puesto en plaza (aplanado)

$$C_{distr.R.LHD} = \frac{C_{LHD}}{D} \times 100 \text{ (\$/t relleno)}$$

donde: C_{LHD} = costo operativo del acarreo en tajeos (ver 5.6.3.2.) para mineral

D = Distancia de acarreo del mineral asumido en el cálculo del C_{LHD}

Costo operativo del relleno convencional procedente de canteras de mediana envergadura ($C_{R,conv.2}$)

El costo operativo de una tonelada de relleno puesto en el tajeo es el siguiente:

$$C_{R,conv.2} = (0.3 \times C_{perf.tr.dr.} + C_{vol.r2} + C_{transp.ch.2} + C_{ch.m.c.} + C_{tr.r.ech.} + C_{dist.R.LHD}) \dots (\$/t \text{ relleno})$$

5.6.4.4. Costo operativo de relleno convencional con material aluvional ($C_{Rconv.Al}$ -\$/t relleno)

Condiciones asumidas:

- El material aluvional se encuentra a una distancia D_{al} del echadero principal de relleno
- El material aluvional se usa sin chancado
- Se evitan bloques en la carga
- La carga del material aluvional se hace con cargador frontal de gran capacidad-diesel y buldozer
- El transporte hasta el echadero se realiza con volquetes
- La distribución del relleno en los tajeos se hace con equipos LHD y scraper

Costo operativo de la carga con cargador frontal diesel y buldozer (\$/t relleno)

El costo operativo es semejante a aquel expresado en el numeral 5.6.4.3. con un factor de corrección de 2.2.

$$C_{carga} = 2.2 \times C_{transp.ch.} \quad (\text{ver 5.6.4.3.})$$

$$C_{cargaR.Al.} = 2.2 \times C_{tr.ch.1}$$

Transporte con volquetes hasta el echadero de relleno

$$C_{tr.R.ech} = D_{al} \times 0.2 \text{ \$/t Kw}$$

donde:

$$D_{Al} = \text{Distancia de transporte en Km.}$$

Distribución del relleno en los tajeos

Condiciones asumidas:

Alternativa 1 Transporte con equipo LHD en una distancia promedia de 100 m. puesto en plaza

$$C_{dist.R.AL.LHD} = \frac{C_{LHD}}{D} \times 100 \text{ (\$/t relleno)}$$

Alternativa 2: Distribución por rastrillos scraper

$$C_{dist.R.AL.Scr} = \frac{C_{scr}}{D} \times 50 \text{ (\$/t relleno)}$$

La significación de las abreviaciones han sido señaladas en el punto 5.6.4.3.

Costo operativo de una tonelada de relleno procedente de placeres aluvionales (\$/t relleno aluvional)

$$C_{R,conv.AL.} = (2.2 \times C_{transp.ch.1} + D_{al} \times 0.2 + C_{LHD}/D \times 100 + C_{scr} / D \times 50) \text{ \$/relleno aluvial}$$

5.6.5 COSTO OPERATIVO DEL SOSTENIMIENTO EN LOS TAJEOS

En las minas analizadas, el sostenimiento en los tajeos se presenta muy reducido de tal modo que en la gran minería y mediana minería su uso es solo en casos excepcionales

Los tipos de sostenimiento usados en los tajeos son:

- Pernos de anclaje
- Puntales de madera

El consumo específico de pernos o de puntales ha sido evaluado para cada mina, teniendo en cuenta la frecuencia promedio estadística. De las 24 minas analizadas, el sostenimiento con pernos en casos excepcionales se usa en 2 minas y el sostenimiento con puntales de madera se usa en 7 minas.

5.6.5.1 Sostenimiento con pernos

Condiciones asumidas

- Se usa para dar soporte a bloques o cuñas a punto de deslizarse y de algunas zonas donde la estructura de la roca del techo está adecuada a este tipo de sostenimiento.
- Los tipos de pernos utilizados son: mariposas y split set, con perforadora Ingersoll Rand Joy 38 C.

Según el estudio elaborado por INGEMMET, el costo unitario del sostenimiento en los tajeos con pernos es el siguiente:

	Perno con mariposa		Tubo Split Set	
Precio de adquisición/Unid.	7.52	\$/u	11.30	\$/u
Instalación	2.01	\$/u	1.62	\$/u
TOTAL	9.53	\$/u	12.92	\$/u

El costo de sostenimiento se ha determinado en función del consumo específico de pernos por toneladas de mineral extraído:

$$C_{\text{sost.per}} = Q_{\text{per(unid/t mineral)}} \times P_{23} \text{ o } P_{24}$$

5.6.5.2. Sostenimiento temporal en tajeos con puntales de madera (\$/t)

Condiciones asumidas:

- El consumo específico de puntales de madera ($Q_{\text{mad.}}$) se expresa en unidades/t mineral
- Los puntales son de madera redonda de 12.20 a 15 cm. de diámetro y 2 m, de longitud.

$$C_{\text{sost.ma.punt.}} = Q_{\text{mad.}} \times P_{25}$$

5.6.6.COSTO OPERATIVO DEL AIRE COMPRIMIDO

Condiciones asumidas

- Presión del aire comprimido 7 bares
- Compresor de tamaño promedio 30 m³/min.
- Fuente de energía del compresor: eléctrica o motor Diesel
- Altura sobre el nivel del mar (m.s.n.m.) o sea la densidad del aire.

Consumo de Energía

Compresor eléctrico

Consumo específico de energía eléctrica

$Q_{\text{esp.eléct.}} = 5.5 \text{ Kw}$ es lo que se necesita para producir: $1 \text{ m}^3/\text{min.}$ de aire comprimido de 7 bares al nivel del mar.

En una hora:

$$Q_{\text{esp.eléct.}} = \frac{5.5 \text{ kwh}}{60 \text{ m}^3 \text{ a.c.}} = 0.92 \text{ kwh/m}^3 \text{ a.c.}$$

El factor de corrección por altura sobre nivel del mar $K_g = 0.091$ (ver Manual Atlas Copco-Técnica del Aire Comprimido Ed. 73)

Factores de cálculo

$A =$ altura sobre el nivel de mar

$K_1 =$ Factor de simultaneidad $K_1 = 0.7$

$K_g =$ Factor de corrección de la energía requerida
en función de m.s.n.m. $K_g = 0.91$

$Q_{\text{esp.eléct.}} =$ Consumo específico de energía eléctrica $\text{Kwh/m}^3 \text{ a.c.}$

El consumo de energía eléctrica para producir $1 \text{ m}^3/\text{min.}$ de aire comprimido de 6-7 bares es:

$$Q_{\text{eléct.}} = Q_{\text{eléct}} \times \left(\frac{A}{1000} \times K_g + 1 \right) \times \frac{1}{K_1} \text{ Kwh/m}^3 \text{ a.c.}$$

$$Q_{\text{el.}} = 0.131 \times \left(\frac{0.091 \times A}{1000} + 1 \right) \text{ Kwh/m}^3 \text{ a.c.}$$

5.6.6.1. Compresor Diesel

Consumo de combustible - petróleo en $\text{l/ m}^3 \text{ a.c.}$

Condiciones asumidas y factores de cálculo

- Motor compresor diesel de 245 HP para producir $30 \text{ m}^3/\text{min}$ de a.c. de 6 -7 bares
- Consumo de petróleo : 0.29 l/HP/h
- Factor de simultaneidad: $K_1 = 0.7$
- Factor de corrección de la energía requeridas, en función de altura s.n.m. (A) para cada 1000 m. : $K_1 = 0.1$

El consumo específico de carburante será:

$$q_{\text{dis.}} = 0.04 \text{ L/m}^3 \text{ a.c. al nivel del mar}$$

El consumo de petróleo necesario para producir 1 m^3 de a.c. de 6-7 bares es:

$$Q_{\text{dis}} = q_{\text{dis.}} \times \left(\frac{A}{1000} \right) \times k_{10} + 1 \times \frac{1}{K_1} \text{ L/m}^3 \text{ a.c.}$$

$$Q_{\text{dis.}} = 0.057 \times \left(\frac{0.1 \times A}{1000} + 1 \right) \text{ L/m}^3 \text{ a.c.}$$

Consumo de lubricantes en L/m³ de a.c.

Compresor eléctrico

El consumo específico de aceite es de 0.00275 L/m³ a.c.

Factor de corrección por altura: $K_g = 0.09$

$$Q_{\text{lub.el}} = 0.000275 \times \left(\frac{0.091 \times A}{1000} + 1 \right) \text{ L/m}^3 \text{ a.c.}$$

Compresor Diesel

Al consumo de aceite del compresor se añade el consumo del motor diesel.

$$Q_{\text{lub.dis}} = 0.000275 \times \left(\frac{0.1 \times A}{1000} + 1 \right) + 0.00055 \times \left(\frac{0.1 \times A}{1000} + 1 \right) \text{ L/m}^3 \text{ de a.c.}$$

$$Q_{\text{lub.dis}} = 0.000825 \times \left(\frac{0.1 \times A}{1000} + 1 \right) \text{ L/m}^3 \text{ de a.c.}$$

Mano de obra (h.g/m³ de a.c.)

- Un operador/ guardia
- Aire comprimido producido por una guardia

$$A_{\text{c.g.}} = 7 \text{ h.} \times 30 \text{ m}^3/\text{min} \times 60 \text{ min} \times 0.7 = 8.820 \text{ m}^3/\text{hg}$$

$$Q_{\text{m.o.}} = \frac{1}{8.820} = 0.00011 \text{ h.g/m}^3 \text{ a.c.}$$

Depreciación del equipo

La vida económica de los compresores son:

- Compresor eléctrico 10 años
 - Compresor diesel 5 años
 - Régimen de trabajo: 7 h/guardia
(2 guardia día - 250 días/año)
- Aire comprimido producido durante la vida económica.

5.6.6.2. Compresor eléctrico

$$A_{\text{c.d.}} = 7 \text{ h/g} \times 30 \text{ m}^3/\text{min.} \times 60 \text{ min.} \times 0.7 \times 2 \text{ g/d} \times 250 \text{ d/año} \times 10 \text{ años} = 44'100,000 \text{ m}^3$$

Motocompresor Diesel

$$A_{\text{c.dis}} = 7 \text{ h/g} \times 30 \times 60 \times 0.7 \times 250 \times 5 \text{ años} = 22'050,000 \text{ m}^3$$

La depreciación será:

$$Q_{\text{dep.el}} = \frac{1}{44'100,000} \text{ (unid./m}^3 \text{ a.c.)}$$

$$Q_{\text{dep.dis}} = \frac{1}{22'050,000} \text{ (unid./m}^3 \text{ a.c.)}$$

Mantenimiento y repuestos

El mantenimiento para un compresor eléctrico es el 10% del $Q_{\text{dep.el}}$ y para un compresor diesel es el 20% del $Q_{\text{dep.d.}}$

Costo operativo del aire comprimido

Producido por un compresor eléctrico

$$P_{2\text{el.}} = (Q_{\text{el}} \times P_1 + Q_{\text{lub.el}} \times P_{37} + Q_{\text{m.o.}} \times P_{48} + Q_{\text{dep.el}} \times P_{96} + 0.1 \times Q_{\text{dep.el}} \times P_{96}) \times 1.05$$

$$P_{2\text{el.}} = 1.05 \times 1.31 \times \left(\frac{0.091 \times A}{1000} + 1 \right) \times P_1 + 0.000275 \times$$

$$\left(\frac{0.091 \times A}{1000} + 1 \right) \times P_{37} + 0.00011 \times P_{48} + 1.1 \times \frac{1}{44'100,000} \times P_{96}$$

Compresor Diesel

$$P_{2\text{dis}} = 1.05 \times 0.57 \times \left(\frac{0.1 \times A}{1000} + 1 \right) \times P_3 + 0.00082 \times$$

$$\left(\frac{0.1 \times A}{1000} + 1 \right) \times P_{37} + 0.00011 \times P_{48} + 1.2 \times \left(\frac{1}{22'050,000} \times P_{37} \right)$$

5.7 Análisis de los Costos Operativos

Utilizando algoritmos computarizados expresados en los numerales 5.1. al 5.6, se han calculado los Costos Operativos en Tajeos para cada mina y método de explotación estudiado; cuyo resultado se presenta en los Cuadros 5.7.1. y 5.7.2.

Teniendo en cuenta la uniformidad de criterios para el cálculo y la aplicación de un programa computarizado elaborado por el INGEMMET. Los resultados permiten evaluar la eficiencia económica de los métodos de explotación en las condiciones de los yacimientos y parámetros específicos de cada mina. Cuadros (1.1 al 1.5)

En el cuadro 5.7.1. se presentan los costos de las operaciones unitarias (perforación, voladura, acarreo, relleno y sostenimiento). El costo total operativo en un tajeo, el costo de las labores de preparación y el costo operativo por un block de explotación representativo en dólares bancarios por tonelada de mineral extraído (\$/T) hasta el primer echadero, como participación porcentual de estos, en el costo total en el block.

En el cuadro 5.7.2. , se presentan el costo operativo comparativo del mineral extraído de un block de explotación (\$/T) y sus tres componentes principales; Producción (perforación, voladura, acarreo, sostenimiento), Relleno y Labores Preparatorias.

Del análisis de los costos mencionados y sus componentes se destacan lo siguiente:

- a) De los seis métodos de explotación analizados; los métodos de explotación por almacenamiento provisional, subniveles y cráteres verticales en retroceso son de bajo costo. Pero; sus aplicaciones exigen condiciones naturales adecuadas del yacimiento.
- b) El costo operativo para el método por cámaras y pilares de (5.7 \$/T), se caracteriza por la alta participación de los costos de las operaciones unitarias de perforación y voladura, representando el 57.4% del costo operativo en un block. La optimización de estas operaciones unitarias, debe ser cuidadosamente analizada a fin de obtener un costo operativo menor.
- c) El costo operativo promedio de 3.85 \$/T del método por almacenamiento provisional es relativamente bajo, en comparación con otros métodos teniendo en cuenta que no se consideran los costos de las operaciones de acarreo y relleno. El costo varía más de tres veces entre las tres minas analizadas, debido al costo operativo alto de la Mina Pacococha por el uso de dinamita en la voladura (no ANFO) y las labores preparatorias extensas.
- d) El costo operativo promedio de 3.9 \$/T del método por subniveles sin relleno, indica una alta eficiencia económica de este método, debido a los costos bajos de las operaciones unitarias de perforación, voladura y acarreo. En función de las condiciones del yacimiento, ubicación de la mina y a fin de obtener mayor recuperación y proveer la seguridad de la mina, se puede emplear relleno hidráulico con ó sin cemento, como es el caso especial de la mina Juanita (PERUBAR S.A.) donde el empleo de relleno cementado es costoso (representa 46.5% del costo total); sin embargo su alta eficiencia del método de explotación por subniveles con relleno (costo operativo extracción en tajeo representa 26.7\$ del costo total) permite operaciones rentables.
- e) En el caso del método por cráteres verticales en retroceso el costo operativo de 3.92 \$/T, se obtiene en condiciones difíciles de explotación, debido a la perforación de taladros largos y paralelos y a la voladura secundaria. Cabe mencionar la baja recuperación de las reservas (60%); y al alto costo de las labores de preparación (33.3 %).
- f) El costo operativo promedio de 5.67 \$/T para el método de explotación más usado corte y relleno ascendente es relativamente aceptable debido a la experiencia acumulada en el Perú en la aplicación de este método. De las 13 minas analizadas, donde se aplican el método corte y relleno ascendente, el costo operativo del mineral extraído del block varía desde 3.74 \$/T hasta 7.51 \$/T, debido a las condiciones naturales del yacimiento; al ordenamiento, perfeccionamiento y secuencia de las operaciones unitarias, con el uso de los equipos de alta productividad.

El costo operativo por tonelada de mineral extraído en el tajeo, repartido por operaciones unitarias es de la siguiente manera:

- Perforación	23.1%
- Voladura	16.3%
- Acarreo	21.1 %
- Relleno	31.9 %
- Sostenimiento	7.6%
TOTAL:	100 %

Cabe mencionar que el sostenimiento temporal en los tajeos es opcional en algunas minas importantes como Cobriza se elimina completamente usando puentes naturales de mineral paralelos al techo; los cuales sumados a los puentes del nivel alcanzan al 50% de recuperación de las reservas del block de explotación. La explotación selectiva avanzada y los pilares dejados en mineral para la construcción de rampas y accesos al tajeo, bajan la recuperación de reservas hasta en 45%, caso de la mina San Vicente. La participación del costo de las labores de preparación en el método por corte y relleno ascendente de 23.8% en el costo operativo del mineral extraído del block de explotación, podría ser reducida optimizando el diseño de las labores de preparación y las dimensiones (alturas y longitud) de los blocks de explotación.

- g) El más alto costo de explotación de 6.98 \$/T se ha constatado en el método por corte y relleno descendente debido esencialmente al uso de relleno cementado, representando 45.3% del costo total de extracción de un block de explotación. Esta desventaja aparente, es compensada por la recuperación de reservas hasta un 95% del block de explotación; además permite prever la seguridad para el personal minero, evitar pérdidas de metales en el relleno. En este sentido el método es aplicado para recuperar pilares ó explotación de yacimientos de alta ley.

5.8 Comentarios

En base a criterios técnicos, condiciones naturales del yacimiento, equipos utilizados, parámetros de las minas y métodos de explotación analizados; con ayuda de un programa computarizado, se ha cuantificado los costos operativos en los tajeos. A estos costos, se añadieron los costos de las labores de preparación, llegándose al costo operativo del mineral extraído de un block de explotación (\$/t) hasta el primer echadero.

Los algoritmos para la determinación de los consumos específicos por elementos de costos; el cálculo de los costos con precios expresados en dólares bancario han sido expuestos detalladamente en los numerales 5.1 hasta 5.6

De esta manera INGEMMET dispone de un programa computarizado para la evaluación de los costos operativos del mineral extraído de un block de explotación, considerando el método de explotación seleccionado y sus parámetros característicos. El programa permite evaluar y comparar la eficiencia económica entre métodos de explotación y operaciones unitarias.

En los Cuadros 5.7.1. y 5.7.2. se presenta los costos operativos en el tajeo y por block de explotación, destacando los principales componentes de los costos, a fin de posibilitar las medidas de racionalización.

Los costos operativos promedios calculados en función de los métodos de explotación son:

METODO DE EXPLOTACION	COSTO OPERATIVO		INDICE COMPARATIVO AL M.E. CORTE Y RELLENO ASC.	
Cámaras y Pilares	5.71	\$/T	100.7	%
Almacenamiento Prov.	3.85	\$/T	67.9	%
Subniveles	3.90	\$/T	68.8	%
Cráteres verticales	3.92	\$/T	69.1	%
Corte y relleno ascendente	5.67	\$/T	100.0	%
Corte y relleno descendente	6.98	\$/T	123.1	%

Del análisis de los costos operativos resulta que los métodos de explotación por almacenamiento provisional, subniveles y cráteres verticales en retirada son métodos de menos costo, pero su aplicación exige condiciones naturales del yacimiento. Entre estos tres métodos de explotación de bajo costo, el método de explotación por subniveles, es lo más factible su aplicación con una alta eficiencia técnica y económica.

El costo promedio de 5.67 \$/ t del método de explotación por corte y relleno ascendente es aceptable porque se trata de operaciones unitarias optimizadas (Mina Cobriza con 4.24 \$/t) debido a la larga experiencia en la aplicación de este método de explotación en en Perú.

Cabe mencionar que en caso de un análisis de factibilidad el costo operativo en \$/ t de mineral extraído debe extenderse sobre el costo de metal en concentrados a fin de conocer la influencia del costo de extracción en la rentabilidad de una explotación minera.

**COSTOS OPERATIVOS EN EL BLOQUE DE EXPLOTACION
POR METODOS DE EXPLOTACION EN \$/t MIN EXTRAIDO**

Mina	Costo Perfo.	Costo Volad.	Costo Acarreo	Costo Relle.	Costo Sost.	Costo Total	costo l.pre	costo block
<i>Metodo : CAMARAS Y PILARES</i>								
1 CONDESTABLE	2.39	0.89	1.36	----	0.11	4.76	0.95	5.71
Promedio	2.39	0.89	1.36	----	0.11	4.76	0.95	5.71
Porcentaje 1:						83.3 %	16.7 %	100 %
Porcentaje 2:	50.3 %	18.8 %	28.7 %	----	2.3 %	100 %		
<i>Metodo : ALMACENAMIENTO PROVISIONAL</i>								
2 ARCATA	1.00	0.33	----	----	----	1.33	0.73	2.06
3 CASAPALCA	1.23	0.54	----	----	0.23	2.00	1.05	3.05
4 PACOCOCHA	1.55	2.82	----	----	----	4.37	2.08	6.44
Promedio	1.26	1.23	----	----	0.08	2.56	1.28	3.85
Porcentaje 1:						66.6 %	33.4 %	100 %
Porcentaje 2:	49.1 %	47.9 %	----	----	3.0 %	100 %		
<i>Metodo : SUBNIVELES</i>								
5 JUANITA	0.75	0.11	0.62	2.80	0.13	4.40	1.62	6.02
6 SANTANDER	0.54	0.40	0.96	----	----	1.90	0.44	2.34
7 RAUL	0.61	0.40	1.54	----	----	2.55	0.80	3.35
Promedio	0.63	0.30	1.04	0.93	0.04	2.95	0.95	3.90
Porcentaje 1:						75.6 %	24.4 %	100 %
Porcentaje 2:	21.4 %	10.3 %	35.3 %	31.6 %	1.5 %	100 %		

**COSTOS OPERATIVOS EN EL BLOQUE DE EXPLOTACION
POR MÉTODOS DE EXPLOTACION EN \$/t MIN EXTRAIDO**

Mina	Costo Perfo.	Costo Volad.	Costo Acarreo	Costo Relle.	Costo Sost.	Costo Total	costo l.pre	costo block
<i>Metodo : CRATERES VERTICALES EN RETROCE</i>								
8 MONTEROSAS	1.00	0.50	1.12	----	----	2.62	1.31	3.92
Promedio	1.00	0.50	1.12	----	----	2.62	1.31	3.92
Porcentaje 1:						66.7 %	33.3 %	100 %
Porcentaje 2:	38.1 %	18.9 %	43.0 %	----	----	100 %		
<i>Metodo : CORTE Y RELLENO ASCENDENTE</i>								
9 ARCATA1	0.51	0.30	1.00	1.62	0.95	4.37	2.60	6.98
10 ATACUCHA	0.49	0.85	0.61	2.56	0.11	4.62	2.89	7.51
11 SANTA BARBARA	2.70	0.49	0.51	1.42	0.17	5.29	0.54	5.83
12 CERRO DE PASCO	1.91	0.37	0.92	0.90	0.11	4.21	0.30	4.50
13 COBRIZA	0.91	0.21	0.88	1.39	----	3.39	0.85	4.24
14 HUANZALA	0.91	0.33	1.10	1.01	0.11	3.46	0.64	4.09
15 HUARON	1.45	0.72	1.48	1.80	0.11	5.56	1.36	6.92
16 JULCANI	0.50	0.63	0.82	2.79	0.23	4.97	2.01	6.99
17 MILPO	1.50	3.20	0.53	0.36	0.30	5.89	1.57	7.45
18 ORCOPAMPA	0.31	0.30	0.87	1.19	0.18	2.84	0.96	3.80
19 POZOS RICOS	0.93	1.27	0.83	1.66	0.50	5.20	1.67	6.87
20 RAURA CATUVA	0.61	0.27	1.08	0.54	0.85	3.35	1.41	4.76
21 SAN VICENTE	0.27	0.22	1.21	0.66	0.65	3.01	0.74	3.74
Promedio	1.00	0.70	0.91	1.38	0.33	4.32	1.35	5.67
Porcentaje 1:						76.2 %	23.8 %	100 %
Porcentaje 2:	23.1 %	16.3 %	21.1 %	31.9 %	7.6 %	100 %		

INGEMMET - MINERIA

D.G.I.T.M

D.I.M

CUADRO 5.7.1

**COSTOS OPERATIVOS EN EL BLOQUE DE EXPLOTACION
POR METODOS DE EXPLOTACION EN \$/t MIN EXTRAIDO**

Mina	Costo Perfo.	Costo Volad.	Costo Acarreo	Costo Relle.	Costo Sost.	Costo Total	costo l.pre	costo block
<i>Metodo : CORTE Y RELLENO DESCENDENTE</i>								
22 CERRO DE PASCO1	1.16	0.27	1.80	3.62	0.11	6.95	0.20	7.15
23 CERRO DE PASCO2	1.72	0.31	1.38	2.73	----	6.14	1.55	7.68
24 YAURICOCHA	0.51	0.93	0.74	3.13	0.23	5.53	0.58	6.11
Promedio	1.13	0.50	1.31	3.16	0.11	6.21	0.77	6.98
Porcentaje 1:						88.9 %	11.1 %	100 %
Porcentaje 2:	18.2 %	8.1 %	21.0 %	50.9 %	1.8 %	100 %		

**GOSTO OPERATIVO COMPARATIVO DEL
MINERAL EXTRAIDO DEL BLOQUE DE EXPLOTACION
\$ / T**

Codigo		M.E	Costo Total	Componentes Principales del Costo					
M.E Mina			Block	Produccion	Relleno		L. Prepar.		
			\$/T	\$/T	%	\$/T	%	\$/T	%
<i>Metodo : CAMARAS Y PILARES</i>									
A	1	CONDESTABLE	5.71	4.76	83.3	----	----	0.95	16.7
		PROMEDIO :	5.71	4.76	83.3	0.00	0.00	0.95	16.7
<i>Metodo : ALMACENAMIENTO PROVISIONAL</i>									
B	2	ARCATA	2.06	1.33	64.5	----	----	0.73	35.5
B	3	CASAPALCA	3.05	2.00	65.6	----	----	1.05	34.4
B	4	PACOCOCHA	6.44	4.37	67.8	----	----	2.08	32.2
		PROMEDIO :	3.85	2.56	66.6	0.00	0.00	1.28	33.4
<i>Metodo : SUBNIVELES</i>									
C	5	JUANITA	6.02	1.61	26.7	2.80	46.5	1.62	26.9
D	6	SANTANDER	2.34	1.90	81.2	----	----	0.44	18.8
D	7	RAUL	3.35	2.55	76.0	----	----	0.80	24.0
		PROMEDIO :	3.90	2.02	51.7	0.93	23.89	0.95	24.4
<i>Metodo : CRATERES VERTICALES EN RETROCE</i>									
E	8	MONTEROSAS	3.92	2.62	66.7	----	----	1.31	33.3
		PROMEDIO :	3.92	2.62	66.7	0.00	0.00	1.31	33.3

**COSTO OPERATIVO COMPARATIVO DEL
MINERAL EXTRAIDO DEL BLOQUE DE EXPLOTACION
\$ / T**

Codigo	M.E	Costo Total Block	Componentes Principales del Costo					
			Produccion	Relleno		L. Prepar.		
M.E Mina		\$/T	\$/T	%	\$/T	%	\$/T	%

Metodo : CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

F 9	ARCATA1	6.98	2.75	39.5	1.62	23.2	2.60	37.3
F 10	ATACOCHA	7.51	2.06	27.4	2.56	34.1	2.89	38.5
F 11	SANTA BARBARA	5.83	3.87	66.4	1.42	24.3	0.54	9.3
F 12	CERRO DE PASCO	4.50	3.31	73.5	0.90	20.0	0.30	6.6
F 13	COBRIZA	4.24	2.00	47.1	1.39	32.9	0.85	20.0
F 14	HUANZALA	4.09	2.45	59.7	1.01	24.7	0.64	15.5
F 15	HUARON	6.92	3.76	54.3	1.80	26.0	1.36	19.7
F 16	JULCANI	6.99	2.18	31.3	2.79	39.9	2.01	28.8
F 17	MILPO	7.45	5.53	74.2	0.36	4.8	1.57	21.0
F 18	ORCOPAMPA	3.80	1.65	43.5	1.19	31.3	0.96	25.2
F 19	POZOS RICOS	6.87	3.54	51.5	1.66	24.2	1.67	24.4
F 20	RAURA CATUVA	4.76	2.81	59.0	0.54	11.4	1.41	29.6
F 21	SAN VICENTE	3.74	2.35	62.8	0.66	17.5	0.74	19.7
	PROMEDIO :	5.67	2.94	51.9	1.38	24.30	1.35	23.8

Metodo : CORTE Y RELLENO DESCENDENTE

G 22	CERRO DE PASCO1	7.15	3.34	46.7	3.62	50.6	0.20	2.7
G 23	CERRO DE PASCO2	7.68	3.40	44.3	2.73	35.6	1.55	20.1
G 24	YAUICOCHA	6.11	2.40	39.3	3.13	51.2	0.58	9.5
	PROMEDIO :	6.98	3.05	43.7	3.16	45.26	0.77	11.1

CAPITULO IV

EVALUACION ESTADISTICA DE LOS DATOS

En el presente capítulo se realiza la evaluación de los datos principales para el análisis del método de explotación de las 24 minas subterráneas con capacidades mayores de 350 ton / día pertenecientes a la mediana y gran minería del Perú.

Consideremos que esta evaluación es representativa porque se refiere al 46% del total de minas subterráneas de mediana y gran minería.

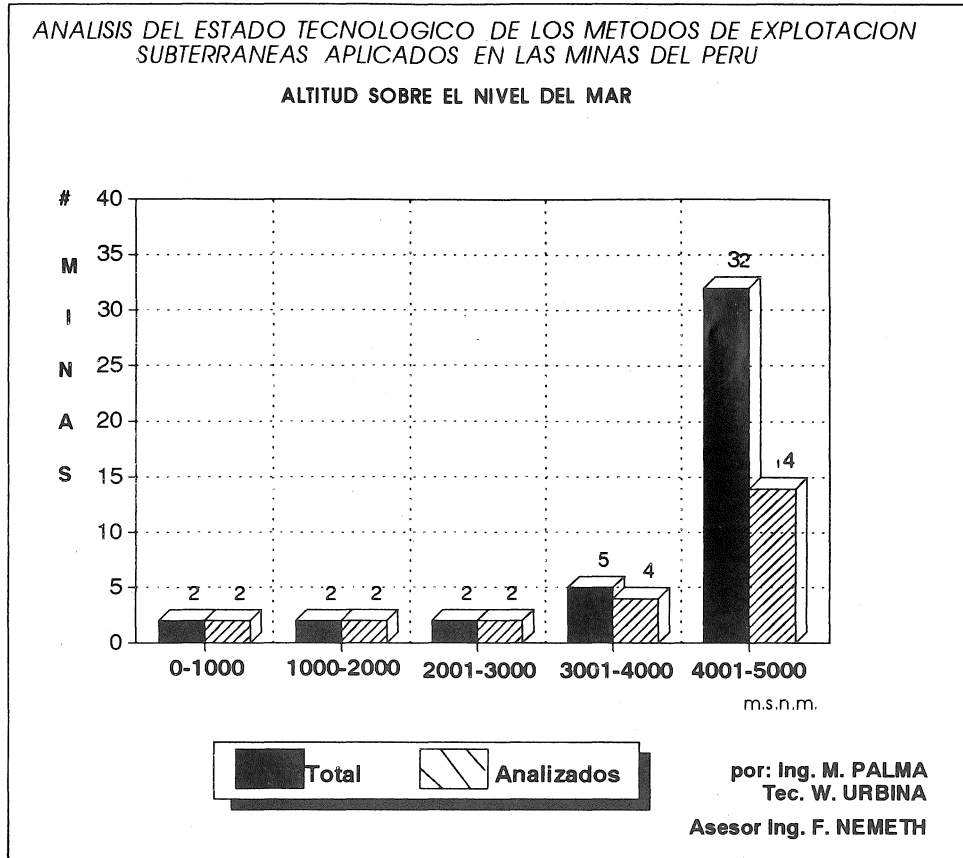
Los métodos de explotación empleados en las minas estudiadas; en relación al total de minas del Perú, se presenta el siguiente cuadro:

Cod.	Metodo de Explotación	Mina Analizada del Estudio		Total de Minas en el Perú	
		# Mina	%	# Mina	%
A	Cámaras y Pilares	1	4.1	2	4.7
B	Almacenamiento Prov.	3	12.5	3	6.9
C	Subniveles con Relleno	1	4.1	1	2.3
D	Subniveles con Vacíos Abandonados	2	8.3	2	4.7
E	Cráteres Verticales en	1	4.1	1	2.3
F	Corte y Relleno Asc.	13	54.4	31	72.2
G	Corte y Relleno Desc.	3	12.5	3	6.9
Total		24	100%	43	100%

Nota: La Codificación para los métodos, mencionados en este cuadro, son utilizados en todos los diagramas siguientes. Estos diagramas representan la variación de factores de importante influencia para el estudio de los métodos de explotación.

Del cuadro, se destaca que el método por corte y relleno ascendente con sus variante es casi generalizado, representando 72.2% del total ; en el presente estudio representa el 54.4% de las minas analizadas en razón a que las minas estudiadas cubren las variantes del método corte y relleno, permitiendo profundizar el análisis de los métodos de explotación.

4.1 Altitud sobre el Nivel del Mar



De 24 minas estudiadas, 14 están ubicadas a más de 4,000 m.s.n.m. que representa el 58.3%; 10 minas están a bajo de 4,000 m.s.n.m. ó sea 41.7%

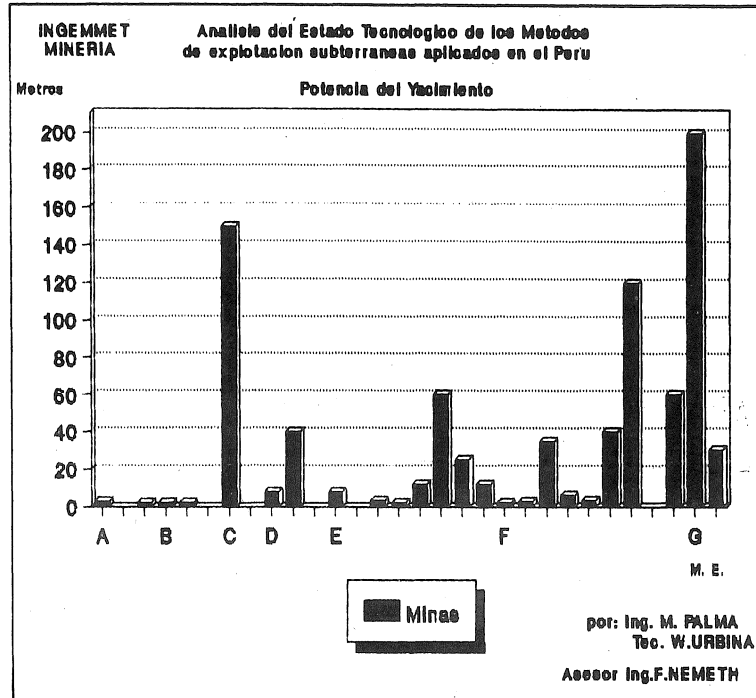
La altura sobre el nivel del mar influye en el rendimiento humano y de las maquinarias diesel.

El factor de rendimiento de motores diesel, en relación al nivel del mar para fines de cálculos son:

<u>M.S.N.M.</u>	<u>F.R.</u>
1000	1.00
2000	0.93
3000	0.84
4000	0.75
5000	0.66

En la evaluación económica de los métodos de explotación, el factor altura, influye negativamente sobre el costo unitario por tonelada extraída y generalmente sobre los costos totales, debido al consumo de carburantes y de baja del rendimiento humano y de los equipos diesel. Sin embargo para la ventilación de minas ubicadas a gran altura, el tiraje natural es más importante debido a variaciones de densidad del aire y de la temperatura.

4.2 Potencia del Yacimiento



Del diagrama se constata que: 5 minas explotan yacimiento con potencia de hasta 2m. (20.8%) , 4 minas entre 2-5 m. (16.8%) , 3 minas entre 5-10 m. (12.5%), 2 minas entre 10-20 m. (8.3%) y 5 minas entre 20-40 m. (20.8%) , 2 minas entre 40-100 m. (8.3%) y 3 minas en yacimiento con potencias mayores de 100 m. (12.5%)

Tres minas con potencias mayores de 100 m. explotan grandes cuerpos por el método de subniveles, corte relleno ascendente y descendente con relleno.

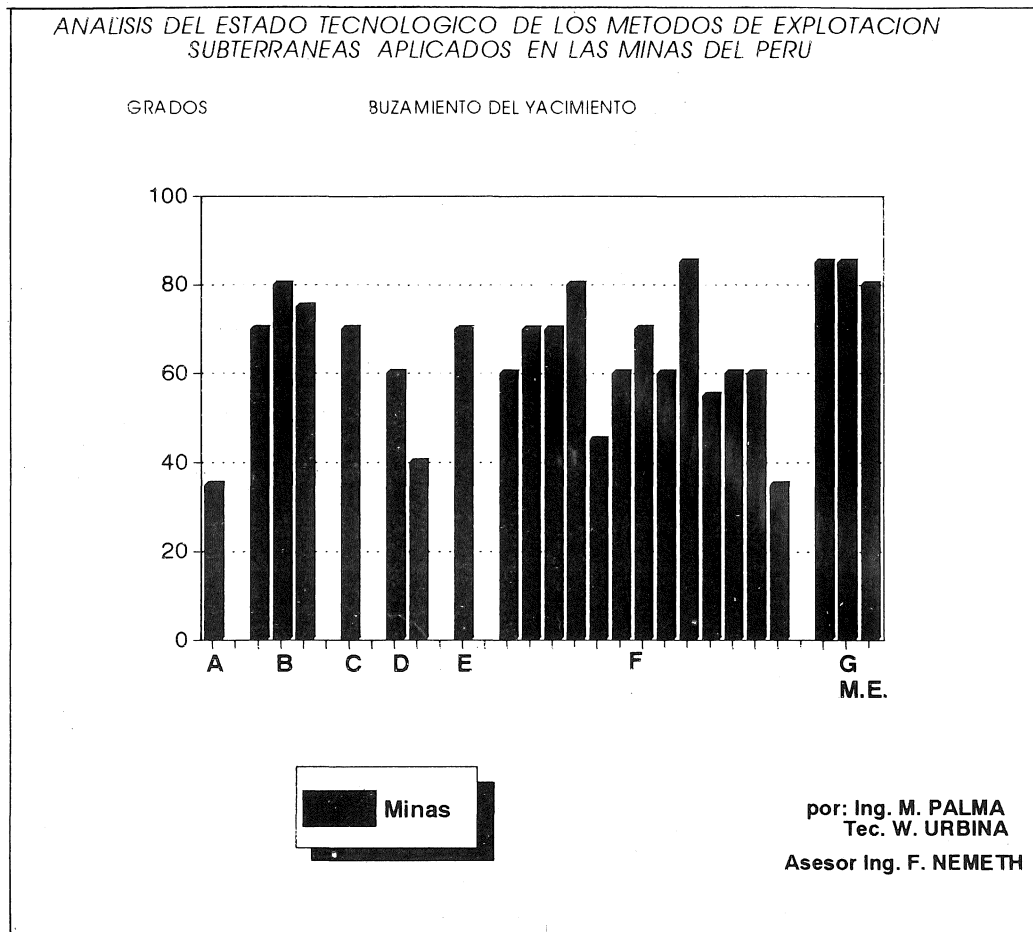
De las 3 minas mencionadas; la mina Juanita, explota un yacimiento de gran potencia que llega hasta los 150 m. con alta ley y está ubicada, subyaciendo a obras civiles de importancia nacional (carretera, línea ferroviaria); motivo por el cual, el método por subniveles tuvo que aplicarse utilizando relleno cementado, a fin de asegurar el reestablecimiento del macizo rocoso evitándose deformaciones.

El método de explotación por Corte y Relleno Descendente se aplica en yacimiento de toda gama de potencias (0.8 hasta 120 m).

En el caso del método por Corte y Relleno Descendente, la potencia del yacimiento corresponde a la longitud de los pilares dejados (Mina Cerro de Pasco-60 m), o en el caso de la alternativa "Michi" a la potencia del cuerpo mineralizado.

La relación de la potencia del yacimiento con el ancho mínimo explotable y la dilución se analiza en el numeral 4.4.1; sobre la productividad, en el numeral 4.4.4.

4.3. Buzamiento del Yacimiento



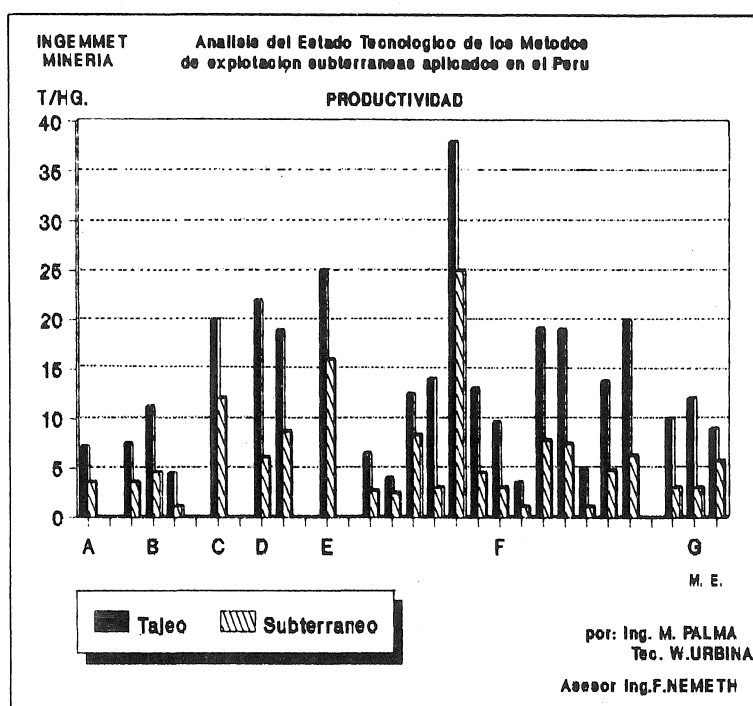
La mayoría de minas analizadas explotan yacimientos con buzamientos mayores de 50 grados ó sea 20 minas que representa el 83.3% del total analizados. Para buzamiento menores de 40 grados se usan métodos de explotación por cámaras y pilares y subniveles con vacíos abandonados.

El buzamiento de los yacimientos determina la estructura de la mina, principalmente la distancia vertical entre los niveles, buzamiento mayores corresponden a alturas mayores y buzamientos menores a alturas menores.

El buzamiento de un yacimiento es un factor natural importante y algunos casos determinante en la selección del método de explotación adecuado, para el caso del análisis presente se tiene:

METODO DE EXPLOTACION	BUZAMIENTO
Cámaras y Pilares	entre 0 - 30°
Almacenamiento Prov.	mayores 70°
Subniveles	entre 40° y 70°
Corte y Relleno Ascendente	entre 35° y 85°
Corte y Relleno Descendente	mayores de 80°

4.4. Productividad



En el presente cuadro, representa las variaciones de la productividad en tajeos (hasta el primer echadero) y la productividad subterránea en función de los métodos de explotación.

En los métodos de explotación por Cámaras y Pilares (A), Almacenamiento Provisional (B), y Corte y Relleno Descendente (G), la productividad, en el tajeo se limita a 10 ton/ hombre guardia, debido no solamente al método sino por influencia de la potencia del yacimiento (0.5-2.5m)

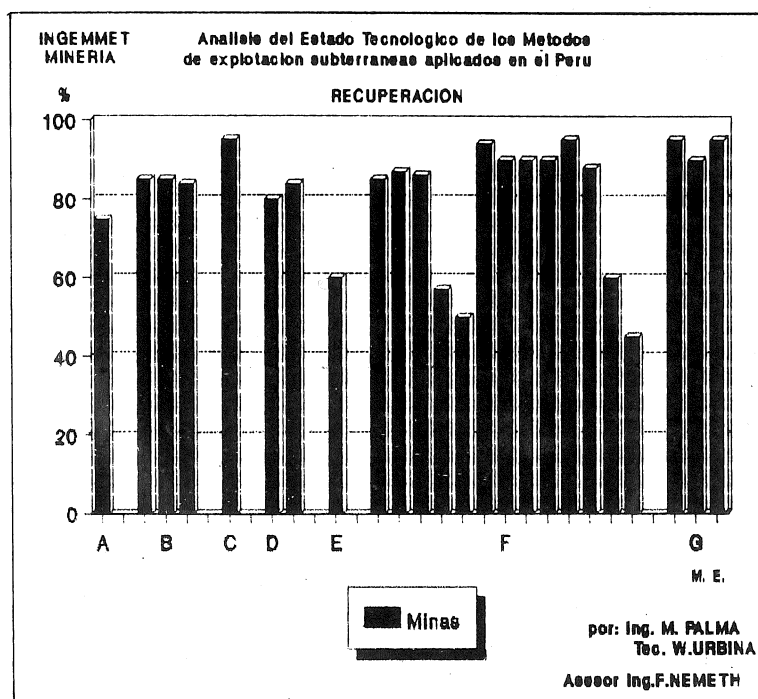
Los métodos de explotación por subniveles, (C y D) tienen productividades alrededor de 20 ton/ hombres guardia, así como el método por cráteres verticales en retroceso.

El método de explotación más usado: Por Corte y Relleno Ascendente, registra productividades alrededor de 12 ton/ hombre- guardia, a excepción de la Mina Cobriza, donde existe condiciones excepcionales del yacimiento (25 m.) la eliminación del sostenimiento provisional, así como la alta mecanización, han permitido alcanzar 38 ton/horas-guardia.

Así mismo se grafican las productividades subterráneas de las minas, donde la diferencia entre la productividad en tajeo y subterránea se debe al transporte del mineral, relleno, servicios, mantenimiento, labores de prospección, desarrollo, preparación y otros.

La relación PS/PT varía desde 0.21 en la mina Pozos Ricos hasta 0.66 en la Mina Cobriza, la primera, es una mina pequeña con muchas labores auxiliares y la segunda es una mina muy mecanizada con menos labores auxiliares, esta relación es analizada en el numeral 4.4.4.

4.5 Recuperación de Reservas por Explotación



La recuperación de las reservas de un bloque de explotación ha sido determinado en base al cálculo hecho sobre los esquemas representativos para cada mina y método de explotación utilizado. En el cuadro se presenta la recuperación en relación al método de explotación.

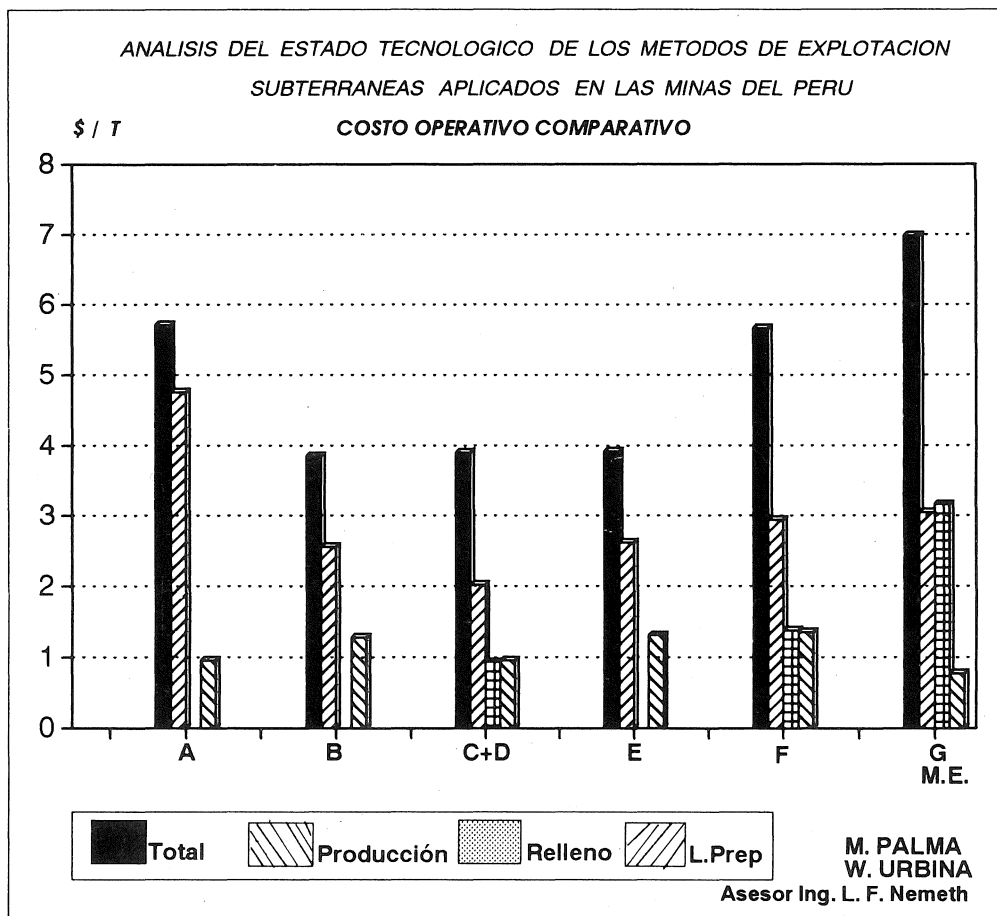
Generalmente los métodos de explotación analizados aseguran recuperaciones mayores de 50% hasta 95%. La reserva de mineral no recuperada constituyen puentes de protección de las galerías de base, cabeza y entre bloques de explotación.

En el caso de dos minas importantes; como cobriza (50%) y San vicente (45%), la baja recuperación se debe a los puentes y pilares dejados para evitar, el hundimiento del techo poco competente (Mina cobriza), y pilares del mineral en caso de la mina San vicente.

Un ejemplo positivo, es el caso de la Mina Juanita (95%) donde en base a un estudio de estabilidad, se determinaron la aplicación del relleno cementado, lo que ha permitido, la recuperación casi completa del mineral.

Las minas donde se aplican los métodos de explotación Almacenamiento Provisional, subniveles y Corte y Relleno Descendente, tienen recuperaciones de sus reservas de mineral que superan el 80%.

4.6 COSTO OPERATIVO COMPARATIVO



El costo operativo comparativo, esta referido a los costos de explotación en tajos y al de labores de preparación correspondiente. Los costos esta expresados en dólares bancarios por tonelada de mineral.

En el diagrama presentado ; de las 24 minas, se destacan las siguientes observaciones relacionados a los costos; total, producción; relleno y labores de preparación, cuyos cálculos, se presenta en el numeral 5.

- Los métodos de explotación con menores costos son:
Almacenamiento Provisional, subniveles y Cráteres Verticales en Retroceso.
- En el método de Cámaras y Pilares los costos de perforación y voladura son altos, debido a la falta de dos caras libres.
- En el M.E. corte y Relleno Ascendente, el costo total, está compuesto del 51.9% producción, 24.3% relleno y 23.8% de Labores Preparatorias.

De la experiencia acumulada, y el perfeccionamiento en la aplicación de este método en el Perú, permite obtener un nivel de costo operativo de tajos de 5.67 \$/ T, que entre las minas analizadas varía de 3.74 \$/T hasta 7.51 \$/T.

- En el M.E. Corte y Relleno Descendente la distribución del costo promedio es; 43.7% producción, 45.2% Relleno y 11.1% Labores Preparatorias.

El alto costo de relleno (3.16 \$/T) se debe al uso del cemento en el relleno.

CAPITULO V

RESUMEN PARA CADA MINA Y ESQUEMAS REPRESENTATIVOS DEL METODO DE EXPLOTACION ANALIZADO

En este capítulo se presenta una descripción somera de las características del yacimiento, estructura de la mina, secuencia del Método de Explotación, parámetros que caracterizan el método de explotación analizado y los esquemas representativos para cada mina y método de explotación.

El análisis ha sido necesario, a fin de destacar la aplicabilidad de un método de explotación en condiciones específicas, teniendo en cuenta que las características de un yacimiento varían de una mina a otra y la influencia de estas condiciones variables sobre los parámetros que caracterizan la tecnología de explotación.

Los esquemas de los métodos de explotación representativos, presentados en tres vistas muestran la secuencia del método, indicando los elementos geométricos característicos para un block de explotación.

Finalmente, para cada mina, se formulan conclusiones y recomendaciones específicas sobre los puntos críticos que se destacan del presente estudio recomendando investigaciones y estudios necesarios a fin de posibilitar el mejoramiento y la eficiencia de la tecnología de explotación.

1. MINA CONDESTABLE

CIA. MINERA CONDESTABLE S.A.

Método de Explotación : Cámaras y Pilares

Producción : 1000 T día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento se presenta como mantos intercalados y superpuestos, con potencia promedio 2.5 m. buzamiento entre 35 y 40° y reconocida hasta una profundidad de 245 m. emplazada en rocas volcánicas y pórfidos intrusivos.

La mineralización es del tipo metasomático de contacto, de buena competencia siendo el principal metal útil el Cu.

Las reservas de mineral entre probadas y probables, llegan a 1' 383,000 T con 1.46% de Cu. (año 1984 cuando fueron recopilados los datos)

ESTRUCTURA DE LA MINA

El acceso a la mina es por medio de socavones, galerías de nivel y chimeneas.

El transporte en los niveles se realiza mediante carros mineros accionados por locomotoras eléctricas a echadero.

Los blocks de explotación tienen 80 m. de longitud por 40 m. de altura.

Las labores preparatorias consisten en construir galerías de extracción, a partir de la cual, se inicia la explotación; tolvas y chimeneas de acceso y ventilación.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación aplicada en la mina es de cámaras y pilares, iniciándose a partir de la galería de extracción cámaras transversales al rumbo del manto; éstas cámaras, tienen 8m. de ancho, y se dejan pilares de 4x4 m., más o menos alineados, tratando de guardar simetría.

(ver esquema representativo)

En la perforación se utilizan máquinas perforadoras tipo Jack Leg, y para voladura explosivo dinamita. Por disparo, se obtiene 110 T. de mineral.

El acarreo se realiza utilizando rastrillos accionados por winchas eléctricas y neumáticas de 2 tamboras, hasta las tolvas echadero.

La ventilación es forzada mediante el uso de ventiladores eléctricos y complementada con ventilación natural.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01. Productividad en el tajeo : 7.1 T/ Hg
02. Consumo de explosivo: 0.29 Kg /T
03. Metros de taladros perforados: 1.22 m /T
04. Labores preparatorias: 4.8 m /1000 T extraídas
05. Producción de labores preparatorias: 8%
06. Dilución : 5 -10%
07. Recuperación de las reservas geológicas: 75%
08. Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: vacío abandonados
- 09 .Mineral roto por disparo: 110T
10. Sostenimiento temporal: no es necesario
11. Duración promedio de un block: 8-10 meses

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

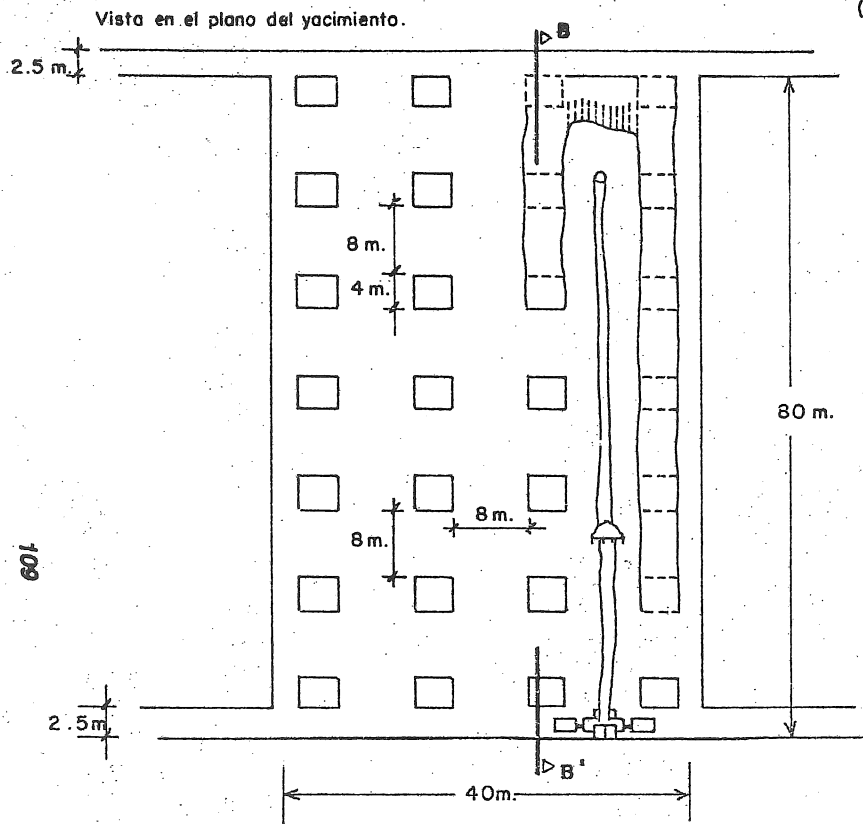
El método de Explotación aplicado en la Mina Condestable es económico para minerales de baja ley, donde no tiene importancia las pérdidas de mineral económico dejados en los pilares.

El ancho del tajeo y las descripciones de los pilares utilizado por la unidad , son determinados en base a la práctica; sin embargo, del análisis en el estudio , se constata que las condiciones geomecánicas favorecen la aplicación del Método. A fin de optimizar, la geometría del tajeo (ancho y pilares) se recomienda efectuar estudios de mecánica de rocas y planeamiento de minado.

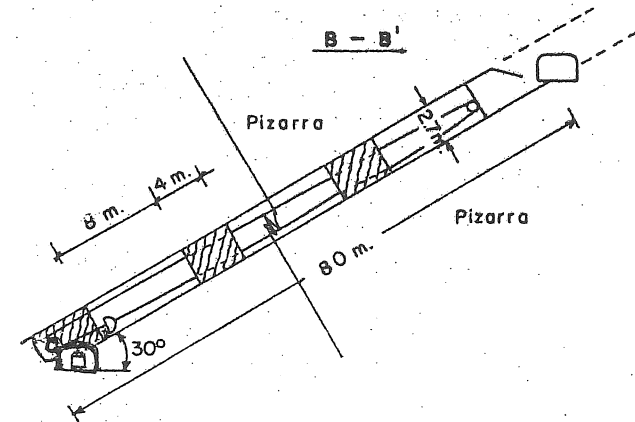
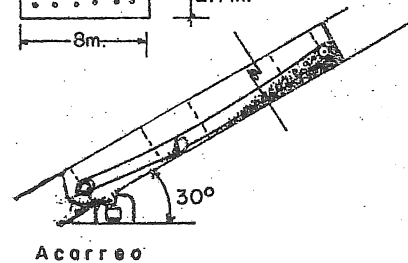
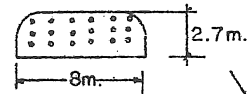
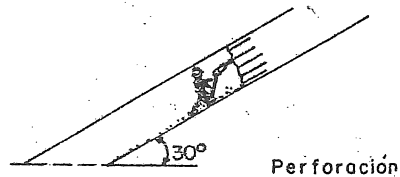
Por seguridad; se recomienda la explotación en retirada de los blocks y clausurar los accesos a los tajeos explotados.

MINA CONDESTABLE - I

ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL MÉTODO DE EXPLOTACION CAMARAS Y PILARES (I)



100



PARAMETROS DEL M. E.

1- Productividad en el tajeo :	7.1 T/h.g.
- Consumo de explosivo :	0.29 Kg/T.
- Metros taladros perf. :	1.22 m./T.
2- Labores preparatorias :	4.8 m./1000T.ext.
3- Producción l. prepar. :	8 %
4- Recuperación de las reservas Geológicas:	75 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso. :	Excavaciones abandonadas.
6- Mineral roto / disparo :	110 T./disp.
7- Sostenimiento temporal :	Opcional puntales madera.
8- Duración promedio de un Block :	8-10 meses

Aesor :
Ing. L. Fr. Nemeth. Ing. A. Ladera.
Lima, Setiembre - 68 Ing. J. Tomás.
Dibujo : L. J. G.

2. MINA ARCATA

MINAS ARCATA S. A.

Método de Explotación : Almacenamiento provisional

Producción :830 T día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento se presenta como un sistema de vetas, cuyas potencias varían entre 1.5-2 m; buzamiento 70°, reconocida hasta una profundidad de 235 m., emplazada en rocas andesíticas de competencia buena.

La mineralización es de tipo hidrotermal con relleno de fracturas siendo el principal metal útil la Ag.

Las reservas del mineral cubicadas es de : 1'738,200 T, entre probadas y probables (1987-Dic) con ley de 16.5oz Ag /T.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El acceso a la mina es mediante socavones, rampas, galerías de nivel y chimeneas camino.

El transporte en los niveles se realiza mediante locomotoras eléctricas y carros mineros de 1.5 T; la extracción a superficie se realiza mediante volquetes por rampas.

Los block de explotación tienen 80 m. de longitud por 40 m. de altura.

Las labores preparatorias consisten en construir galerías de extracción, tolvas cada 5 m, subniveles dejando un puente de 4m., chimeneas para ventilación , accesorios y servicios.

METODO DE EXPLOTACION

El método de Explotación utilizado en la Mina Arcata es de almacenamiento provisional; iniciándose , a partir del subnivel de explotación se efectúan cortes de explotación de 1.5 m. alcanzando una altura de tajeo de 2.5 m. (ver esquema), para obtener el espacio necesario para nueva perforación se evacúa mineral roto hasta obtener 2.5 m. La secuencia: perforación - voladura y evacuación de mineral. Terminado el minado de todo el stock, se efectúa la evacuación total del mineral roto asegurándose el tajeo antes de abandonarlo.

Para la perforación se utilizan máquinas tipo Jack Leg; y para la voladura dinamita y ANFO obteniéndose por disparo 450 T de mineral.

La ventilación es combinada entre natural y mecánica, mediante el uso de ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01.Productividad en el tajeo:7.5 T/hg

02.consumo de explosivo: 0.22 Kg/T

03.Metros de taladro perforados:0.5 m/T

04.Labores preparatorias:12.6 m/1000 T extraídas

05.Producción de labores preparatorias:22%

06.Dilución: 33%

07.Recuperación de las reservas geológicas :85%

08. Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: vacíos abandonados y puentes.

09.Mineral roto por disparo: 450 T

10.Sostenimiento temporal: no es necesario

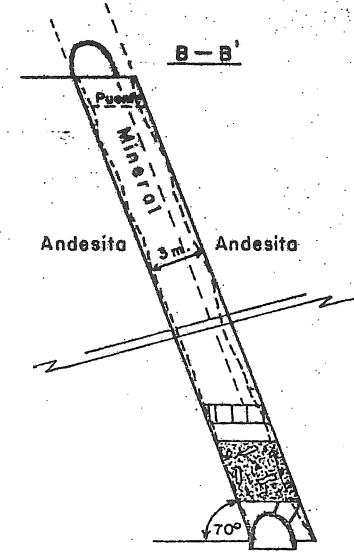
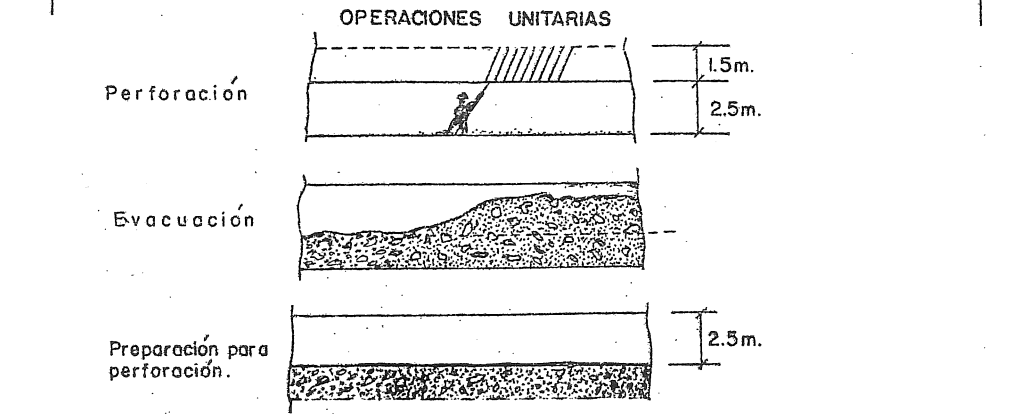
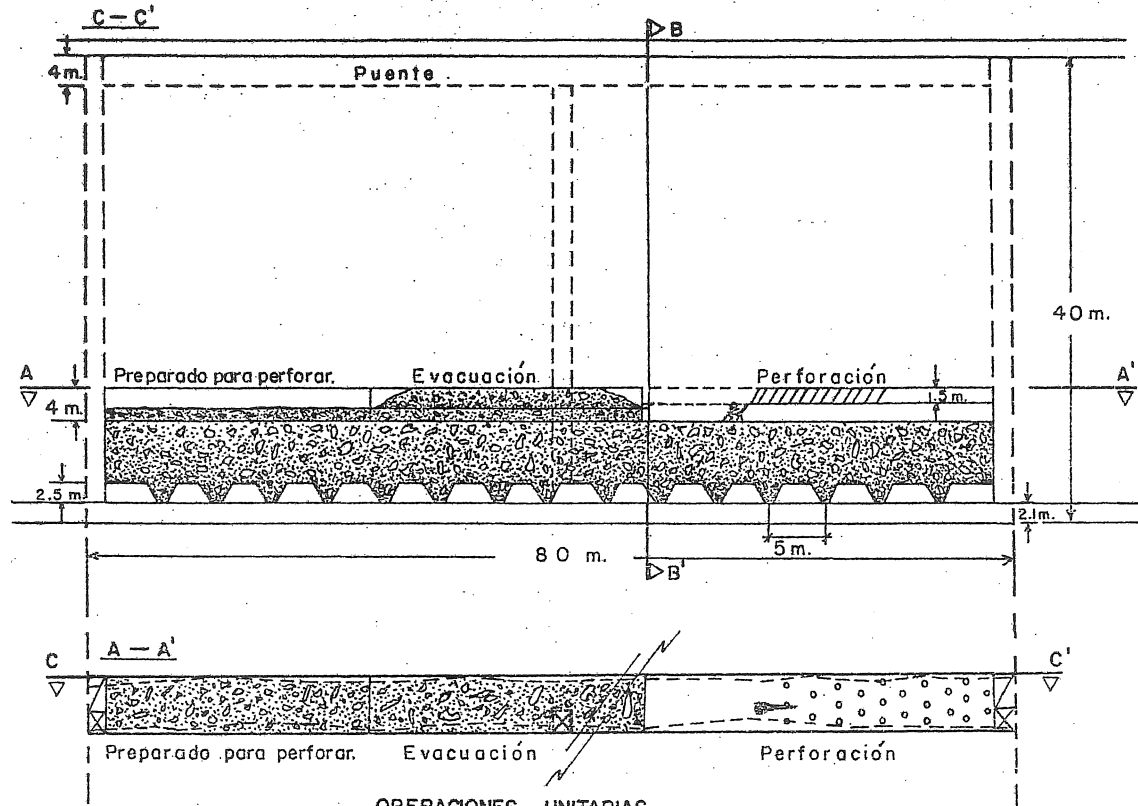
11. Duración promedio de un block: 8 meses

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El Método de Explotación es adecuado a las características naturales del yacimiento, permitiendo buena eficiencia económica para la explotación del mineral, sin embargo, para disminuir la influencia de estabilización de las zonas explotadas sobre los futuros tajeos; se recomienda, la explotación en retirada y clausura de los accesos a los tajeos explotados.

Cabe destacar que la dilución de 33% es alta; por lo que se recomienda realizar un estudio para ver la posibilidad de emplear voladura controlada y determinar la economicidad de esta alternativa.

(2)



PARAMETROS DEL M.E.	
1.- Productividad en el tajeo:	7.5 T/h.g.
- Consumo de explosivo:	0.22 Kg/T.
- Metros taladros perf. :	0.5 m/T.
2.- Labores preparatorias. :	12.6m/1000Text.
3.- Producción l. prepar. :	22 %
4.- Recuperación de las reservas Geológicas:	85 %
5.- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso. :	Excavacion abandonadas
6.- Mineral roto / disparo. :	450T/disp.
7.- Sostenimiento temporal. :	No es necesario.
8.- Duración promedio de un Block :	8 meses

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeth. Ing. A. Ladera.
Lima, Setiembre - 88 Ing. J. Tomás.

3. MINA CASAPALCA

CENTROMIN -PERU S. A.

Método de Explotación: Almacenamiento provisional

Producción : 2,700 t /día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento se presenta como un sistema de vetas, emplazadas en rocas volcánicas competentes cuyas potencias varía de 0.2-2m., buzamientos que fluctúan entre 70° y 90°.

La profundidad reconocida de la mineralización es significativa, llegando hasta los 1,300m.

La mineralización es del tipo hidrotermal en relleno de fracturas de buena competencia polimetálica, siendo los principales metales económicos la Ag, Pb, Cu y Zn.

Las reservas del mineral cubiertas son importantes alcanzándose entre probadas y probables las 10'000,000 T (1986). Con las leyes de 5.4 oz Ag /T, 0.4% Cu, 1.7 % Pb y 3.5 % Zn

ESTRUCTURA DE LA MINA

El acceso a la mina es mediante piques y en los niveles por galerías y chimeneas.

El transporte en los niveles se realiza mediante locomotoras eléctricas y carros mineros de 4 hasta 8 T y la extracción por piques.

Los blocks de explotación tienen 120 m. de longitud, por 60 m. de altura.

Las labores preparatorias consisten en construir galerías de extracción, tolvas de cada 6m. subnivel de explotación dejando puente de 4m., chimeneas para ventilación, accesos y caminos (Ver esquema 3)

METODO DE EXPLOTACION

El Método de Explotación analizado es almacenamiento provisional en su variante dinámico, iniciándose a partir del subnivel de explotación cortes de 1.5 m. utilizándose perforadoras de tipo Jack Leg y/ o stoper, para la voladura dinamita SEMEXA y ANFO hasta alcanzar una altura de tajeo de 2.5 m. extrayendo el exceso de 30% por esponjamiento para establecer el nuevo piso de perforación, continuando la secuencia de minado entre perforación, voladura, evacuación de mineral. Terminada la rotura hasta el nivel superior del block dejando un puente de 4m., se efectúa la evacuación total del mineral roto, asegurándose el tajeo antes de abandonarlo.

La ventilación es mayormente forzada mediante ventiladores eléctricos, complementado con ventilación natural.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01. Productividad en el tajeo: 11.2 T/hg
02. Consumo de explosivos: 0.23Kg/T
03. Metros de taladros perforados: 1.1m/T
04. Labores preparatorias: 8.4 m/1000 T extraídas
05. Producción de labores preparatorias: 15%
06. Dilución: 20% a 70%
07. Recuperación de las reservas geológicas: 85%
08. Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso : vacíos abandonados y puentes

- 09. Mineral roto por disparo: 370/T
- 10. Sostenimiento temporal: no es necesario
- 11. Duración promedio de un block: 4-5 meses

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

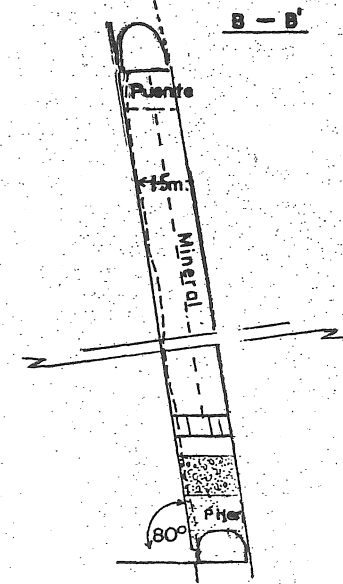
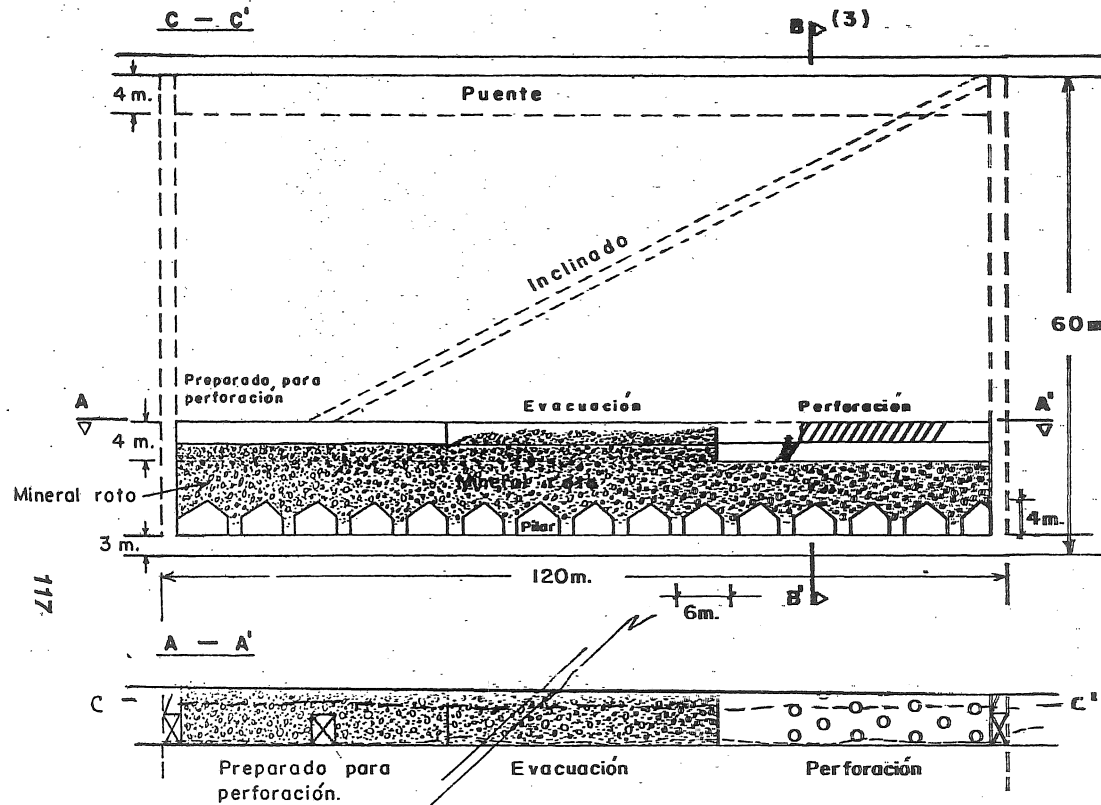
El método de Explotación analizado (Almacenamiento provisional dinámico), es adecuado solamente en las zonas donde los vacíos dejados después de la explotación no provoquen concentración excesivo de esfuerzos, que tengan consecuencias negativas para la explotación futura

Con el avance en profundidad de la explotación, este fenómeno se acentúa significando que para el restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso se recomienda:

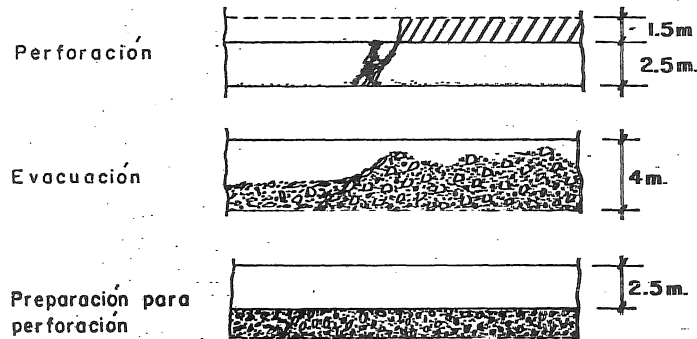
- Elaborar un estudio para analizar la estabilidad del sistema, la secuencia y la concentración de la explotación a fin de asegurar la seguridad en condiciones económicas de la explotación.
- Estudiar la alternativa de explotación selectiva de las vetas angostas; donde en la actualidad, la dilución es muy alta.
- Elaborar un estudio para definir la selección de método de explotación adecuado para las zonas profundas donde la potencia del yacimiento se incrementa, de preferencia métodos por subniveles donde el personal no ingresa al tajeo.

MINA CASAPALCA - 3

ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
ALMACENAMIENTO PROVISIONAL - SHRINKAGE



OPERACIONES UNITARIAS



PARAMETROS DEL M.E.	
1- Productividad en el tajeo :	11.2 T/h.g.
- Consumo de explosivo :	0.23 Kg./T.
- Metros totales perf. :	1.1 m./T.
2- Labores preparatorias :	8.4 m./1000T ext.
3- Producción l. prepar. :	15 %
4- Recuperación de las reservas Geológicas:	85 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocosa :	Vacio abandonado y puente.
6- Mineral roto / disparo :	370 T/disp.
7- Sostenimiento temporal :	Opcional puntales de mad.
8- Duración promedio de un Block:	4 - 5 meses.

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeth. Ing. A. Ladera.
Lima, Setiembre - 88 Ing. J. Tomás.
Dibujo : L. J. G.

4. MINA PACACOCHA

SINDICATO MINERO PACOCOCHA S.A.

Método de Explotación : Almacenamiento Provisional

Producción: 330 T /día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento se representa como dos sistemas de vetas; cuyas potencias, varían entre 0.8-2m., buzamiento promedio 75°, emplazadas en rocas andesíticas competentes.

La profundidad reconocida del yacimiento es de 500 m. la extensión horizontal fluctúan entre 1200-2000 m.

La mineralización es del tipo hidrotermal con relleno de fracturas, destacándose los metales útiles como Ag,Pb,Cu Zn.

Las reservas de mineral cubicadas son 525,376 T, entre minerales probado y probables (1987) con leyes de 4.7 oz Ag /T, 2.23% Cu, 1.02% Pb, 4.63% Zn.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El acceso a la mina es mediante socavones de nivel y chimeneas. El transporte en los niveles se realiza por medio de locomotoras a trolley y carros mineros.

Los blocks de explotación tienen dimensiones de 50m. de longitud, por 45m. de altura.

Las labores preparatorias consisten en construir galería de extracción tolvas cada 7 m., subnivel de explotación dejando puente de 2.5 m., chimeneas para ventilación, acceso y servicios (Ver esquema)

METODO DE EXPLOTACION

El Método de Explotación utilizado en la Mina Pacococha es almacenamiento provisional en su variante dinámica, iniciándose a partir del sub-nivel de explotación por cortes de 1.5 m. hasta alcanzar una altura de tajeo de 2.5 m. extrayendo el 30% de mineral roto por esponjamiento para establecer el piso de perforación, continuando la secuencia de minado entre perforación, voladura y evacuación de mineral. Terminada la rotura hasta el nivel superior del block, dejando un puente de 4m. se efectúa la evacuación total del mineral roto.

Para la perforación se utilizan máquinas perforadoras Jack Leg; obteniéndose por disparo 40 T de mineral con explosivos dinamita. La ventilación es mayormente en forma natural.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01.Productividad en el tajeo:4.4 T/hg

02.Consumo de explosivo:0.5Kg/T

03.Metros de taladro perforados:1.38 m/T

04.Labores preparatorias:17.2 m/1000 T extraídas

05.Producción de labores preparatorias:19%

06.Dilución:25%

07.Recuperación de las reservas geológicas:84%

08.Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso:vacíos abandonados y puentes.

09.Mineral roto por disparo: 40T

10.Sostenimiento temporal : no es necesario

11. Duración promedio de un block: 10-12 meses

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

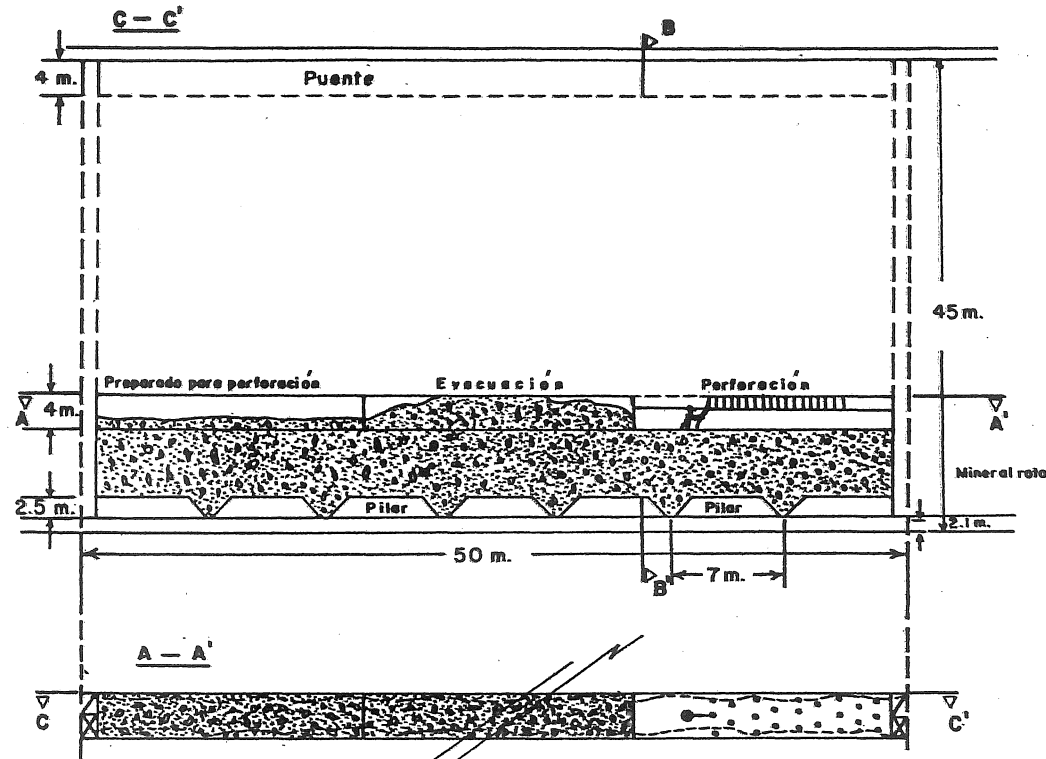
El Método de Explotación es adecuado a las características naturales del yacimiento, permitiendo buena eficiencia de explotación del mineral.

Se recomienda la explotación en retirada y la clausura de los tajeos explotados.

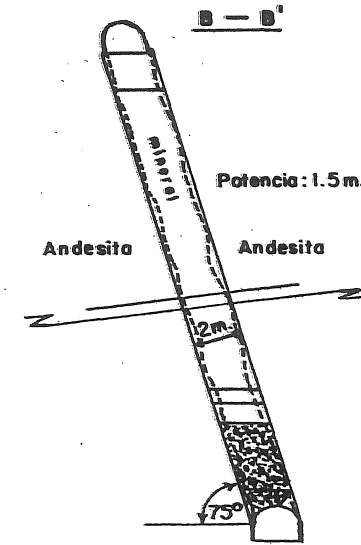
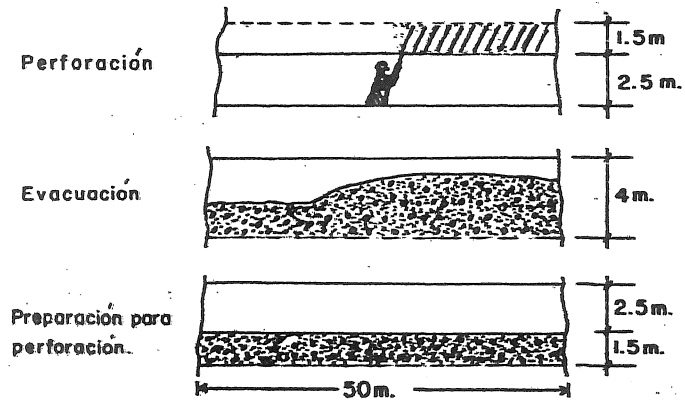
Del análisis, se destaca una fuerte dispersión de tajeos y la utilización solamente de dinamita; por lo cual, se recomienda realizar un estudio para concentrar la producción, con el fin de racionalizar la mano de obra y reducir al mínimo los costos de voladura, mantenimiento y transporte. Al mismo tiempo, analizar la posibilidad de incrementar la productividad en los tajeos.

MINA PACOCOCHA - 4

ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
ALMACENAMIENTO PROVISIONAL - SHRINKAGE



121



PARAMETROS DEL M.E.	
1- Productividad en el tajeo :	4.4 T/h.g.
- Consumo de explosivo :	0.5 Kg./T.
- Metros taladros perf. :	1.38 m./T.
2- Labores preparatorias :	17.2 m./1000T ext.
3- Producción l. prepar. :	19 %
4- Recuperación de las reservas Geológicas :	84 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo. rocosa. : Vacíos abandonados y puentes.	
6- Mineral roto / disparo. :	40 T/disp.
7- Sostenerimiento temporal :	No necesario, a veces pil.
8- Duración promedio de un Block:	10-12 meses.

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeth. Ing. A. Ladero.
Lima, Setiembre - 88. Ing. J. Tomás.
Dibujo : L. J. G.

5. MINA JUANITA

PERUBAR S.A.

Método de Explotación: Subniveles con relleno

Producción: 800 T/ Día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento se presenta en la forma de un gran cuerpo mineralizado con dimensiones reconocidas que varía entre 60 a 150m. por 400 m. de extensión y una profundidad de 80m. buzamiento entre 55° a 90°, emplazado en rocas volcánicas y sedimentarias (andesitas y calizas) de competencia buena.

La mineralización es del tipo hidrotermal de consistencia buena, siendo el principal metal útil el Zn, Pb y Ag.

Las reservas de mineral entre probadas y probables alcanzan las 1' 700,000 T (1987) con leyes de 16% Zn y 1.5 % Pb

ESTRUCTURA DE LA MINA

El acceso a la mina es mediante rampas de 4x4 m. de sección

El transporte desde los tajeos hasta las áreas de carguío se realiza mediante cargadores frontales diesel que cargan a volquetes de 15 a 20 T, los que realizan la extracción por la rampa a superficie.

Los blocks de explotación tienen una longitud de 150 m. por altura de 15 a 70 m.

Las labores preparatorias consisten en galerías de acceso a la rampa a los tajeos, subniveles de 4x4 separados horizontalmente 14 y 16 m. en forma alternada y verticalmente cada 7 m.

METODO DE EXPLOTACION

El Método de Explotación en la Mina Juanita es de subniveles con relleno. A partir de la rampa se construyen galerías de acceso hacia la mineralización; y subniveles transversales al rumbo del cuerpo, alternadamente de 16 m.; 14m. y 7m. de altura, como se puede apreciar en el esquema representativo. Desde estos subniveles, preparados con aberturas de 4x14x 70m.se perforan integralmente los tajeos, para realizar después la voladura; en la actualidad, se explotan los tajeos explotados con relleno hidráulico cementado (1:6 Y 1:20). Después de la consolidación del relleno, se explotará los tajeos adyacentes (pilares 16m.) . La perforación se realiza con Jumbos, perforadores hidroneumáticos y la voladura ANFO obteniéndose 1,400 T de mineral por disparo. El acarreo se realiza utilizando scooptrams diesel de 3.5 yd³ que son accionados por control remoto.

La ventilación es forzada mediante la utilización de ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01. Productividad en el tajeo:20T/día h.g.

02.Consumo de explosivo: 0.12 Kg /T

03.Metros de taladros perforados: 0.27m/T

04.Labores de preparación : 3m/1000 T extraídas

05.Producción de labores de preparación:14.7%

06.Dilución: 5-10%

07.Recuperación de las reservas geológicas:95%

08.Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso:relleno hidráulico cementado

- 09. Mineral roto por disparo: 1,400 T/disparo
- 10. Sostenimiento temporal: pilares temporales
- 11. Duración promedio de un tajeo: 1-6 meses

NOTA: Actualmente la Empresa emplea voladura controlada a fin de obtener un techo seguro, perforándose taladros horizontales en la parte superior del subnivel de cabeza equidistancia de 0.8 m. (la equidistancia normal es 2 mt.) El carguio de estos taladros (de 5 cms \varnothing) se hace con cartuchos de dinamita de 2 cm. \varnothing La secuencia de disparo es primero los taladros verticales y posteriormente los horizontales.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El Método de Explotación propuesto por la empresa y dimensionado por INGEMMET asegura las condiciones técnicas y la economicidad para la recuperación de las reservas de mineral de alta ley bajo la concepción para evitar las deformaciones que pueden perturbar las obras civiles de importancia nacional (ferrocarril y carretera Lima-Oroya) y el río Rimac los cuales se ubican sobre el yacimiento.

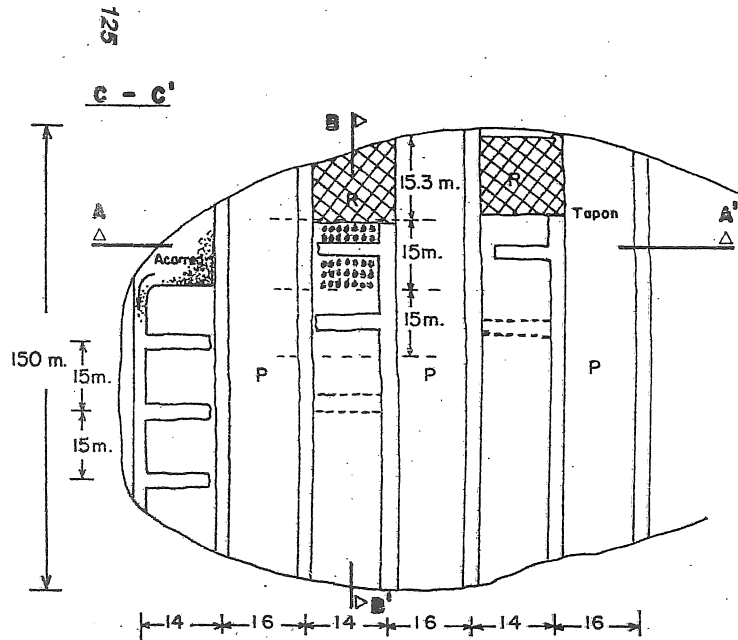
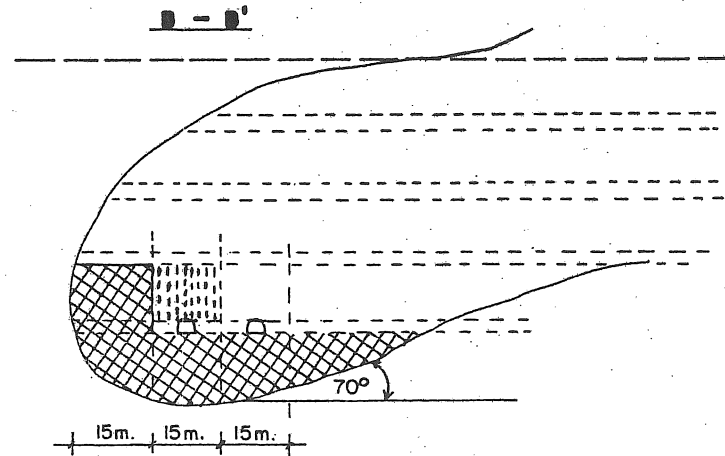
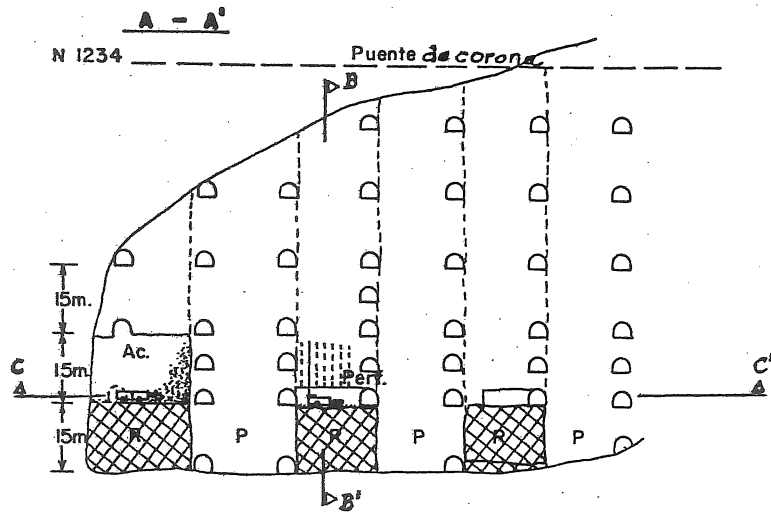
Se recomienda respetar estrictamente las previsiones del estudio realizado por INGEMMET, e implementar el control permanente de las deformaciones, filtraciones de agua, comportamiento del relleno, modalidad para realizar los pilares de relleno y secuencia de explotación.

A medida que la explotación se aproxima en altura al puente corona, se debe tomar medidas complementarias para proteger la integridad del puente corona, respetando dimensiones mínimas de los tajeos, secuencia de voladura y explotación adecuada. El puente corona debe mantenerse en roca sana, con un espesor mínimo de 10 m., en toda su extensión.

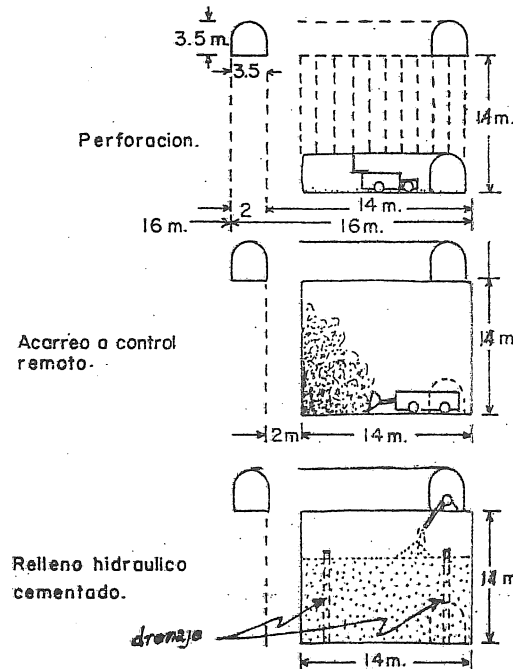
Antes de finalizar la explotación, se recomienda elaborar un estudio a fin de comprobar la realización de las medidas de seguridad prevista en estudios anteriores y definir medidas para asegurar la estabilidad de la zona en el futuro.

MINA JUANITA - 5

ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
SUB-NIVELES - PILARES Y RELLENO



OPERACIONES UNITARIAS



PARAMETROS DEL M.E.

1- Productividad en el tajeo :	20 T/hg.
- Consumo de explosivo :	0.12 Kg./T
- Metros taladros perf. :	0.27 m./T
2-- Labores preparatorias :	3 m./1000T ext.
3-- Producción l. prepar. :	14.7 %
4-- Recuperación de las reservas Geológicas :	95 %
5-- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso :	Por relleno hidráulico cementado.
6-- Mineral roto / disparo :	1,400 T/disp
7-- Sostenimiento temporal :	Parnos.
8-- Duración promedio de un Block :	meses - 6 años.

Asesor :

Ing. L. Fr. Nemeth.

Ing. A. Ladera.

Lima, Setiembre - 88

Ing. J. Tomás.

Dibujo : L. J. G.

6. MINA SANTANDER

CIA. MINERA SANTANDER INC.

Método de Explotación: Subniveles

Producción: 930 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento se presenta en una forma muy especial, en la parte superior, tiene forma cilíndrica de extensión diametral de 160 x 120 m. y en la parte inferior, se presenta en varios mantos con potencia que varía entre 2 a 15 m. buzamiento 60°, reconocida en una profundidad de 660m, emplazadas en calizas competentes.

La mineralización es del tipo reemplazamiento metasomático de contacto, con metales de Zn y Ag.

Las reservas cubicadas llegan a las 1'150,000T de mineral entre probado y probable (1985) con ley 11% Zn

ESTRUCTURA DE LA MINA

El acceso al yacimiento es mediante un pique principal hacia los niveles cada 40 m. luego por rampas y galerías de nivel.

El transporte en los niveles se realiza por medio de scooptrams de 2.2 yd³ y volquetes de bajo perfil de 5 T; la extracción se realiza utilizando los piques con skips.

Los blocks de explotación tienen hasta 100 m. de longitud por 40m. de altura.

Las labores preparatorias consisten en construir galerías paralelas en caja piso de los mantos; de las cuales, se abren ventanas cada 10m. de 2.5 x3 m. hacia los mantos que sirvan como ventanas de extracción; en el tope de la galería sobre manto, se levanta chimeneas para comunicar al nivel superior, el mismo que abriendo en todo la potencia del manto sirven como cara libre para iniciar la perforación.

METODO DE EXPLOTACION

A partir de la chimenea ubicada en el extremo del block de explotación, se inicia la perforación del nivel superior hacia la cavidad abierta a un nivel de 10 m. arriba de la galería de base (Ver esquema), con equipo Trac Drill D11 123 y para voladura ANFO Y DINASOL; obteniéndose 2,600 T de mineral /disparo.

El acarreo, mediante scoop 63 yd³ y la extracción en el pique central la ventilación es forzada, utilizándose ventiladores eléctricos.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

En la zona de mineralización por mantos, el Método de Explotación ha sido mejorado, aumentando la altura entre subniveles, hasta alcanzar altura de niveles de 40 m. en los cuales, el corte es de 25 a 30 m. Este Método de Explotación mejorado asegura parámetros óptimos de explotación. Como la productividad de 22 T/h.g. y consumo de taladros 0.27 m/T

Del análisis efectuado, se destaca, que el factor de potencia es alto y la influencia de los vacíos

de explotación en curso de realizar el restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso repercute negativamente sobre los tajeos adyacentes; por otro lado se constata considerables filtraciones de agua, motivo por el cual se recomienda:

- Elaborar un estudio para resolver problemas relacionadas a la influencia recíproca de la explotación, desde el punto de vista, de estabilidad y tecnología de explotación.
- Elaborar un estudio para optimizar la voladura
- Elaborar un estudio hidrogeológico

7. MINA RAUL

CIA. MINERA PATIVILCA S. A.

Métodos de Explotación : Subniveles

Producción: 1,070 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento consiste en un cuerpo formado por un depósito de derrames con una potencia promedio de 40 m., buzamiento entre 35 y 40°, profundidad 70m., y una extensión que alcanza a los 120m., emplazados en rocas andesíticas de buena competencia.

La mineralización es del tipo hidrotermal, siendo principal metal útil el Cu.

Las reservas cubicadas en 1983 fueron aproximadamente 4'000,000 T entre probadas y probables con ley de 1.7 % Cu.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por medio de rampas de 4.5 x 4.5m. de sección, el transporte en el nivel inferior (-65) se realiza por medio de volquetes de 12 y 20 T hasta la superficie. Los blocks de explotación tienen 20x6 m.

Las labores preparatorias consisten en construir galerías principales paralelas con el rumbo del yacimiento (cada 20 m.) y cruceros cada 10m. , separados cada 10 m.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es por subniveles. A partir de la rampa, se construyen galerías principales y subniveles paralelos al rumbo de la mineralización cada 20 m. En el nivel inferior se corren galerías paralelas y cruceros para la extracción de mineral. Desde los subniveles se realiza las perforaciones y voladuras en anillos abarcando todo el block de explotación. Utilizándose máquinas tipo track drill y Jack Leg y dinamita ANFO obteniéndose 2,250 T de mineral por disparo.

El acarreo se realiza mediante scooptrams de 3.5 yd³ hacia los echaderos de donde son transportados por volquetes a superficie.

La ventilación es forzada mediante el funcionamiento de ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01.Productividad en el tajeo:18.9T/hg

02.Consumo de explosivos:0.42Kg/T

03.Metros de taladros perforados:0.22 m/T

04.Labores de preparación: 1.2 m/1000T extraídas

05. Producción de labores en preparación: 7%

06.Dilución: 5-15%

07.Recuperación de las reservas geológicas:84%

08.Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso:vacío abandonado

09.Mineral roto por disparo: 2,250 T/disparo

10.Sostenimiento temporal:no es necesario

11.Duración promedio de un block: 1 año

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

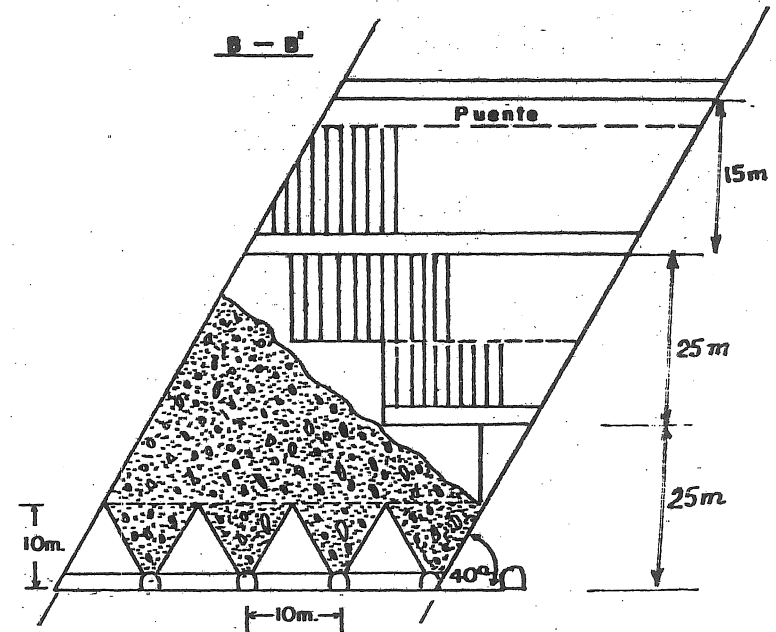
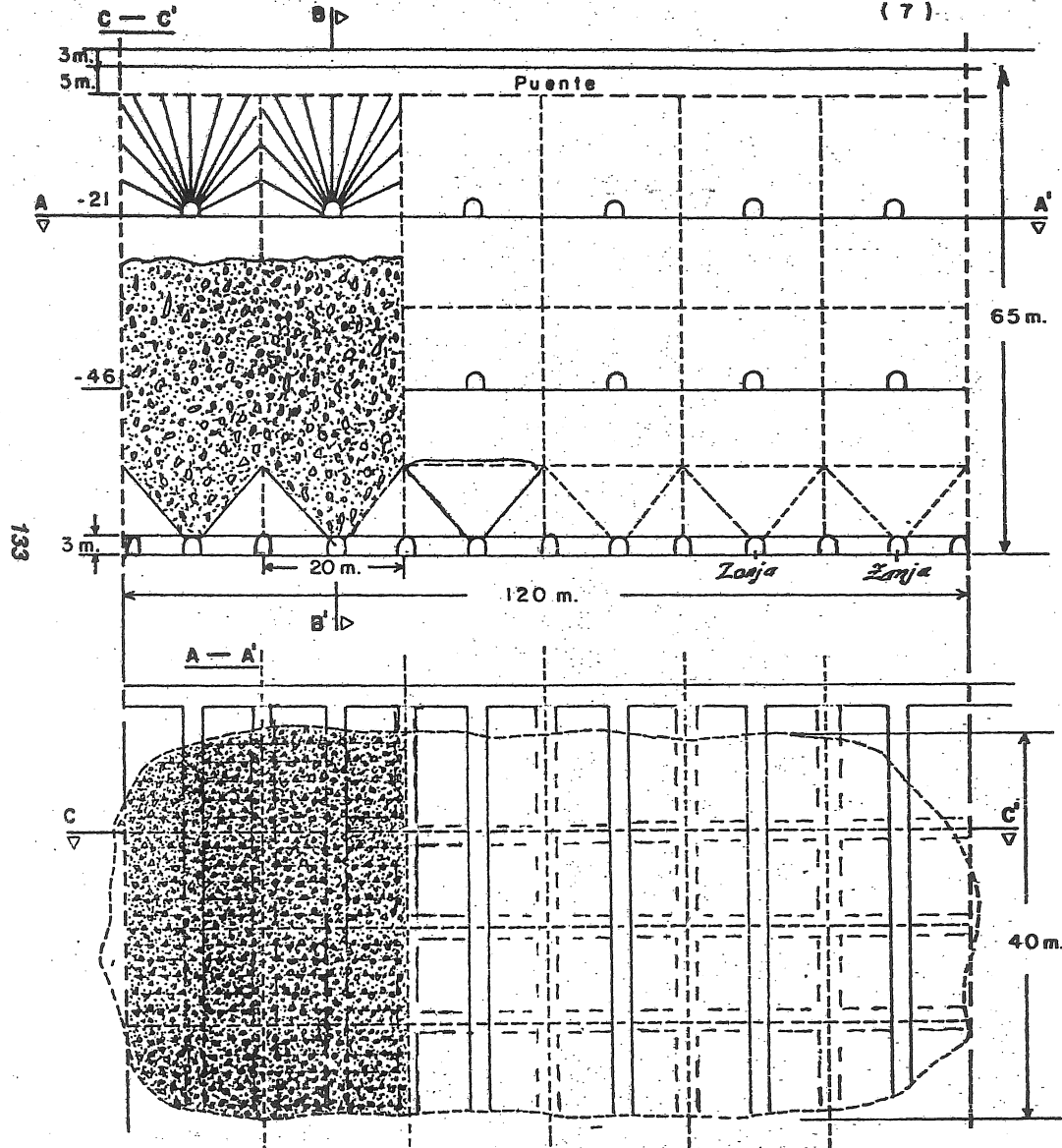
El Método de Explotación es adecuado a las condiciones del yacimiento.

Del estudio se destacan las siguiente observaciones:

- Debido al empleo de scooptrams diesel de 3.5 yd³ y volquetes, la ventilación de los tajeos y de la mina es insuficiente.
- De la secuencia de explotación resulta los últimos blocks de explotación (3 y 4) funcionarían como un pilar y después de la explotación de dichos blocks quedará una excavación de gran tamaño que podría tener influencia de estabilidad sobre las mineralizaciones adyacentes.

RECOMENDACIONES

- Elaborar un estudio de ventilación
- Elaborar un estudio para verificar y controlar la seguridad requerida para la explotación de los dos últimos blocks.
- Elaborar un estudio de estabilidad; por simulación de la influencia de la excavación , sobre mineralizaciones adyacentes.



PARAMETROS DEL M.E.

1- Productividad en el tojeo :	18.9 T/h.g.
- Consumo de explosivo :	0.42 Kg/T
- Metros taladros perf :	0.22 m/T
2- Labores preparatorias :	2.1m./1000T est.
3- Producción l prepar :	9 %
4- Recuperación de las reservas Geológicas:	84 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso. :	Vacio, abandonado.
6- Mineral roto/dispazo :	2,250 T/disp.
7- Sostenimiento temporal :	No necesario.
8- Duración promedio de un Block	4 años

Asesor :

Ing. L. Ft. Nemeth.

Lima, Setiembre - 88

Dibujo : L. J. G.

Ing. A. Ladera

Ing. J. Tomás.

8. MINA MONTERROSAS

COMPañIA MINERA LOS MONTES S.A.

Método de Explotación:Cráteres verticales en retroceso

Producción: 1000 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento consiste en una veta de forma tabular cuya potencia varía desde 5-15 m. , hasta 25 m. buzamiento 70° , extensión de 300m. por 120 m. de profundidad, emplazadas en rocas dioríticas y cuarzo y monzonitas de buena competencia.

La mineralización es del tipo metasomático de contacto, presenta alteraciones hidrotermales; el metal principal de utilidad es el Cu.

Las reservas cubicada entre probadas y probables suman 1'867,000T (1983) con leyes de 1.8 % de Cu y 0.7 oz Ag/T . En 1987 terminaron las reservas y se cerró la mina.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por medio de socavones, rampas y galerías de nivel.

El transporte en los niveles se realiza mediante volquetes de bajo perfil de 12 T de capacidad, los cuales también realizan la extracción del mineral a superficie.

Los blocks de explotación tienen 150m. de longitud por 45 m. de altura

Las labores preparatorias consisten en:

- Construir galería de base en caja piso en esteril; unidas por cruceros cada 8 m. , con una galería sobre la mineralización paralela.
- Construir galería de cabeza a 45 m. a nivel superior; sobre mineralización.
- Construir un subnivel a 30 m. al nivel intermedio, abriendo en todo el ancho de la veta, a fin de preparar para la perforación.
- Construir chimeneas para ventilación, servicios y cara libre.

METODOS DE EXPLOTACION

El método de explotación es cráteres verticales en retroceso a partir del subnivel intermedio se inicia la perforación por taladros largos de 26 m. paralelos de la veta.

Para la perforación se utiliza la máquina perforadora ROC 360, con diámetro de taladro 15 cm. y explosivos tipo ANFO, efectuándose la voladura por tramos; obteniéndose por cada disparo 3000 T de mineral.

El acarreo se realiza mediante scooptrams diesel; estos, cargan directamente a los volquetes para su extracción a superficie.

La ventilación es forzada mediante la instalación de ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

- 01.Productividad en el tajeo:25T/hg
- 02.Consumo de explosivo:0.48Kg/T
- 03.Metros de taladros perforados:0.36m/T
- 04.Labores preparatorias:12m/1000 T extaidas
- 05.Producción de labores preparatorias:10%
- 06.Dilución:17%

- 07. Recuperación de las reservas geológicas: 60%
- 08. Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: vacíos abandonados
- 09. Mineral roto por disparo: 3000 T
- 10. Sostenimiento temporal: no es necesario
- 11. Duración promedio de un block: 8 meses-1 año

CONCLUSIONES

El método de explotación es de alta productividad, se emplean taladros de gran diámetro y longitud, su aplicación es recomendable para importantes capacidades de producción y yacimientos con mineralización homogénea.

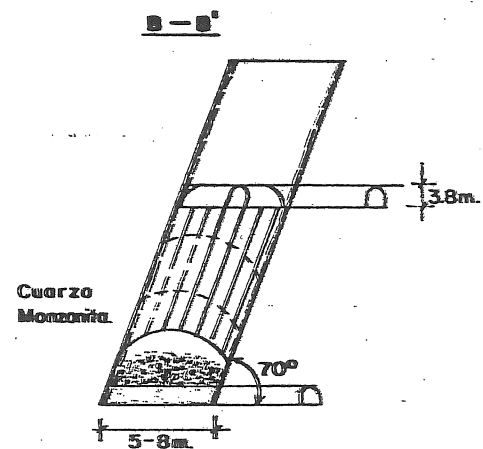
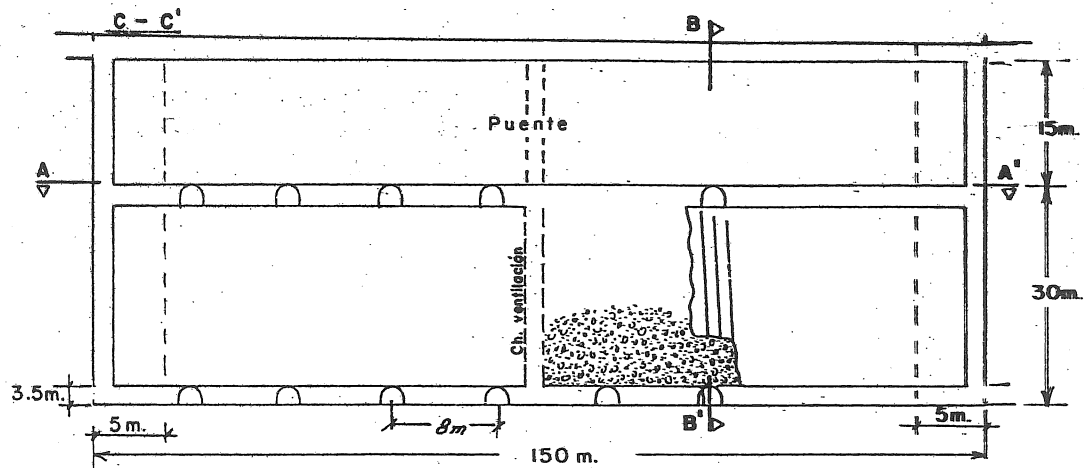
La desventaja del método de explotación es que las labores preparatorias son amplias y la recuperación de las reservas geológicas es baja 60%, debido al puente de mineral entre blocks de explotación (15 m.)

La actividad minera fue clausurada en 1987 por agotamiento de las reservas.

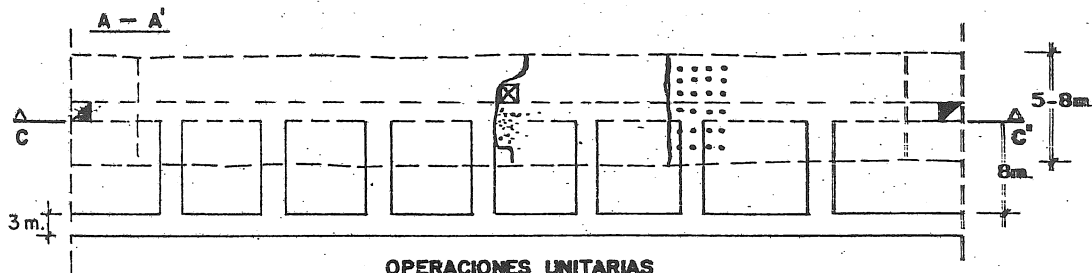
MINA MONTERROSAS - 8

ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
CRATERES VERTICALES EN RETROCESO

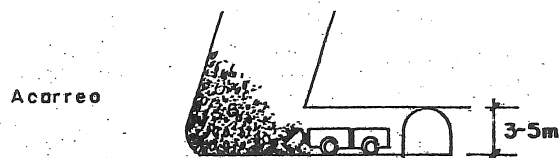
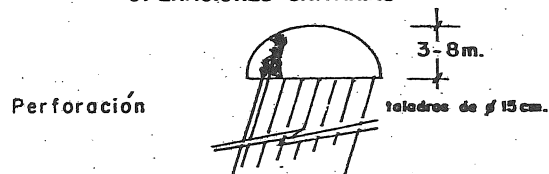
(8)



137



OPERACIONES UNITARIAS



PARAMETROS DEL M.E.	
1- Productividad en el tajío :	25 T/h.g.
- Consumo de explosivo. :	0.48 Kg./T.
- Metros taladros perf. :	0.36 m./T.
2- Labores preparatorias :	12 m./1000T ext.
3- Producción l. prepar. :	10 %
4- Recuperación de las reservas Geológicas :	60 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso. :	
6- Mineral rate / disparo :	3,000 T/disp.
7- Sostentamiento temporal :	No necesario.
8- Duración promedio de un Blocc :	8 meses-tajo

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeth. Ing. A. Ladera

Lima, Setiembre - 88 Ing. J. Tomás.

Dibujo : L. J. G.

9. MINA ARCATA

CIA. MINERA ARCATA S.A.

Método de Explotación: Corte y relleno ascendente mecanizado

Producción: 850 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está conformado por un sistema de vetas paralelas cuyas potencias varían entre 1 a 3m. con buzamiento de 60° extensión hasta 2,300 m. y una profundidad de 235 m.

La mineralización es de tipo hidrotermal, epigenético., los metales útiles son Ag, Au, Pb y Zn.

Las reservas cubiertas entre probadas y probables alcanzan las 1'738,200 T (1987) con ley de Ag 16.5 oz /T

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por medio de socavones y rampas descendentes y galerías de nivel, chimeneas para ventilación y servicios.

El transporte en los niveles se realiza mediante locomotoras eléctricas y carros mineros de 1.5 T; la extracción, se realiza por las rampas mediante volquetes de 10 y 20 T; Los blocks de explotación tienen 300 m. de longitud por 40 m. de altura.

Las labores preparatorias consisten en construir galerías en estéril paralela a la mineralización en caja piso, galería en mineral a lo largo de los 300 m. y abarcando toda la potencia de la veta, ventanas entre estas galerías cada 20m., chimeneas de ventilación y accesos por extremos chimeneas ore pass en caja piso. (Ver esquema corte B-B)

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es por corte y relleno ascendente mecanizado. A partir de las ventanas de acceso se corre la galería en mineral rompiendo integralmente todo el ancho, después de la limpieza se construye una loza de concreto armado de 0.6 m. en el piso de la galería de preparación.

La perforación se realiza con UPPER WAGON DRILL de 2.5 m. hasta una altura de 6m. de tajeo, utilizando explosivos tipo dinamita y ANFO, obteniéndose 330 T/disparo.

El acarreo se realiza mediante scooptrams cautivos diesel de 2.2 yd³ y eléctricos de 0.5 yd³ y 1yd³. La extracción se realiza con volquetes de 10-20 T por rampas a superficie.

El rellenado a los tajeos se hace utilizando relleno hidráulico.

La ventilación es forzada mediante ventiladores eléctricos instalados en las rampas y chimeneas que comunican a superficie.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01.Productividad en el tajeo: 6.5T/hg

02.Consumo de explosivo:0.22 Kg/T

03.Metros de taladros perforados: 0.51 m/T

04. Labores preparatorias: 10.6 m/1000 T extraídos

05. Producción de labores preparatorias: 17%

06.Dilución:10-20%

07.Recuperación de las reservas geológicas: 90%

08. Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno y loza de concreto

- 09. Mineral roto por disparo: 330 T
- 10. Sostenimiento temporal: pernos con malla opcional
- 11. Duración promedio de un block: 2-3 años

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El método de explotación aplicado en la mina con el uso de lozas de concreto, ha permitido obtener una alta recuperación de las reservas del block; sin embargo, para conocer su comportamiento con el avance descendente para la explotación de niveles inferiores se recomienda:

- Una evaluación para determinar su dimensionamiento y su contribución en el restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso; en el efecto del uso del relleno hidráulico y las filtraciones.
- La explotación de los últimos dos corte, en cada block, debe ser realizada con voladura controlada, evitando grandes áreas de exposición aplicándose relleno al 100%.

10. MINA ATACOCHA

CIA. MINERA ATACOCHA S.. A.

Método de Explotación: Corte y Relleno ascendente Mecanizado

Producción: 900 T/ día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está conformado por un sistema de vetas paralelas cuyas potencias fluctúan entre 0.8m. a 2.2 m. buzamiento promedio 70°, extensión horizontal hasta 1,000m. y una profundidad de 800m. Estas vetas están emplazadas en calizas de competencia regular.

La mineralización es del tipo metasomático de contacto de competencia regular, los metales útiles son Pb, Zn y Ag.

Las reservas cubicadas alcanzan a 6'000,000 T entre probadas y probables (1983) con leyes de 4.5% de Pb, 5.5% de Zn y 3.5 oz Ag/T

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por medio de piques, galerías de nivel, chimeneas para ventilación y servicios.

El transporte en los niveles se realiza mediante locomotoras eléctricas y carros mineros de 1.5 T La extracción se realiza por piques.

Los blocks de explotación tienen 60 m. de longitud por 30 m. de altura.

Las labores preparatorias consisten en preparar un sub-nivel de explotación construido sobre la galería de nivel, dejando un puente de 2 m., chimeneas de ventilación para relleno y acceso.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es corte y relleno ascendente, a partir del subnivel de explotación se inician los cortes de 1.5 m. en toda la potencia de la veta y a lo largo de todo el block, llegando a una altura de tajeo de 3.5m.

La perforación se realiza con máquinas perforadoras tipo Jack Leg y para voladura con dinamita; obteniéndose 50 T de mineral por disparo.

El acarreo se realiza con winches eléctricos con rastrillos.

El relleno de los tajeos se hace con relleno hidráulico clasificado, la ventilación es forzada mediante ventiladores eléctricos instalados en chimeneas en superficie.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01.Productividad en el tajeo: 4 T/hg

02.Consumo de explosivo:0.33Kg/T

03.Metros de taladros perforados:0.44 m/T

04. Labores de preparación: 21m/1000 T extraídas

05.Producción de labores de preparación :25%

06.Dilución: 10-20%

07.Recuperación de las reservas geológicas: 87%

08.Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno y puentes

09.Mineral roto por disparo: 50T

10.Sostenimiento temporal:cuadros de madera en galerías

11.Duración promedio de un tajeo : 8-9 meses

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

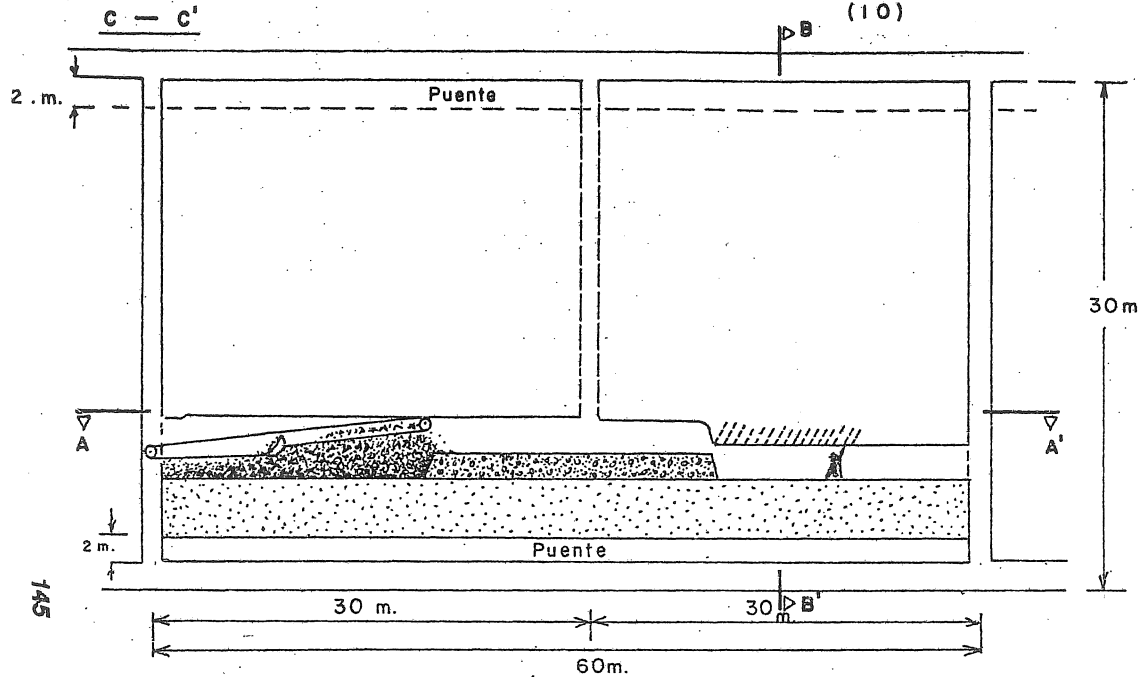
De la información levantada se constata:

- La producción se obtiene de 15 tajeos, 4 labores de desarrollo y preparación, que significan una gran dispersión de las fuentes de producción.
- La altura de block explotable de 30 m. se considera muy corta, motivo por el que el índice de 21 m/1000 T extraídas es muy alto.
- A fin de mejorar la eficiencia de la explotación se recomienda:

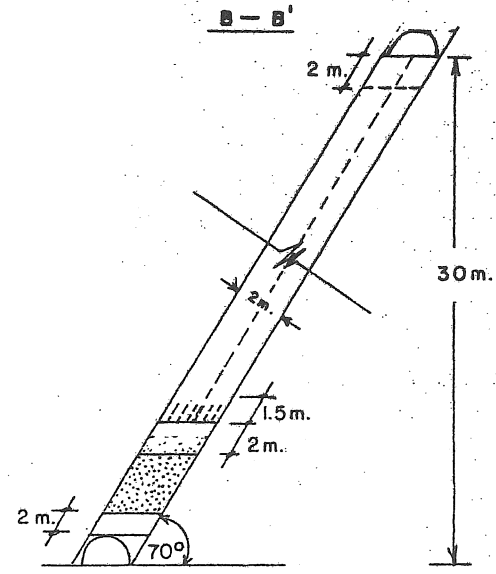
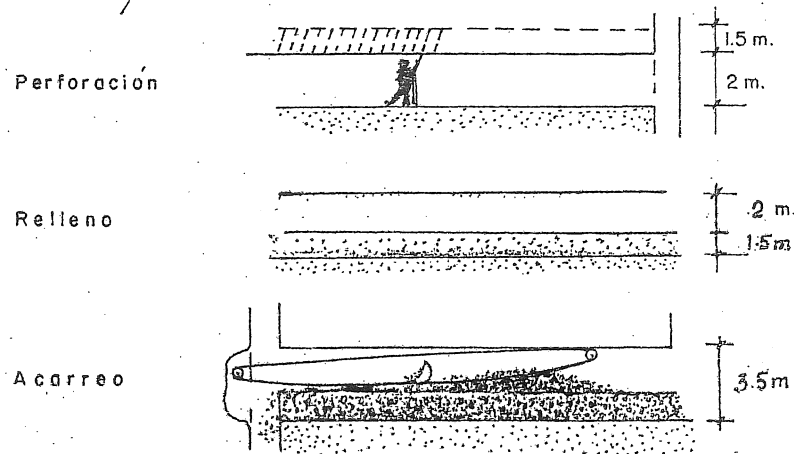
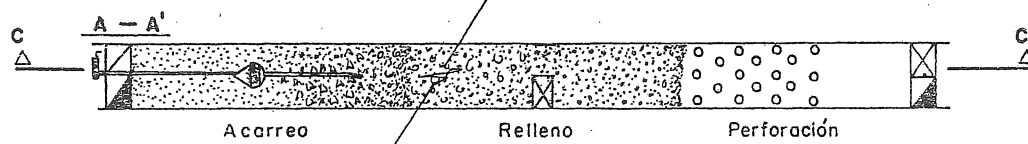
Elaborar un estudio para concentrar la producción reduciendo el número de tajeos, (optimización de las operaciones unitarias y ritmo de explotación), y de rediseñar las dimensiones de los blocks de explotación.

MINA ATACOCHA - IO

ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
(10)



145



PARAMETROS DEL M.E.	
1- Productividad en el tajeo :	4 T./h.g.
- Consumo de explosivo :	0.33 Kg./T.
- Metros taladros perf. :	0.44 m./T.
2- Labores preparatorias :	21 m./1000T ext.
3- Producción l. prepar.	25 %
4- Recuperación de las reservas Geológicas:	87 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso. :	Por relleno y puentes.
6- Mineral roto /disparo :	50 T./dispa.
7- Sostenimiento temporal :	Cuadros de madera.
8- Duración promedio de un Block:	8-9 meses.

Asesor :
 Ing. L. Fr. Nameth. Ing. A. Ladera.
 Lima, Setiembre - 88 Ing. J. Tomás.
 Dibujo : L. J. G.

11. MINA SANTA BARBARA

CIA. MINERA ATACOCHA S. A.

Método de Explotación: Corte y relleno ascendente

Producción : 900 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está formado por vetas, siendo las más importante la llamada Santa Bárbara, cuya potencia promedio es de 12 m. buzamiento 70° extensión horizontal de 300 m. y 200 m. de profundidad emplazada en calizas competentes.

La mineralización es del tipo metasomático de contacto tipo skarn competente, siendo los metales útiles Zn, Pb, Ag, y Cu con leyes de 6.0% Zn, 0.5%Pb, 0.5% Cu y 0.5 oz Ag /T

Las reservas cubicadas en 1983 , fueron incluidas en las de la Mina Atacocha.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por medio de socavones, rampas y chimeneas de ventilación para relleno y servicios.

El transporte en los niveles se realiza mediante locomotoras y carros mineros de 1.5 m³. La extracción se realiza por gravedad, hasta la galería principal.

Los blocks de explotación tienen 100 m. de longitud por 60 m. de altura.

Las labores preparatorias consisten en construir: galerías de extracción, subnivel de explotación, chimeneas de ventilación, chimeneas para acceso, relleno y servicios.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es corte y relleno ascendente, a partir del subnivel de explotación, se realizan cortes de 2.4 m. con UPPER WAGON DRILL, y la voladura ANFO y dinamita hasta una altura de 6m. obteniéndose 250 T de mineral por disparo.

El acarreo se realiza utilizando scooptrams de 2 yd³ diesel y 1 yd³ eléctricos.

El relleno utilizado proviene de canteras en superficie con material chancado descargando por las chimeneas de relleno y distribuido con scoops en los tajeos. La ventilación es forzada mediante ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01. Productividad en el tajeo: 12.5T/hg
02. Consumo de explosivo: 0.34 Kg/T
03. Metros de taladros perforados: 0.89 m/T
04. Labores preparatorias: 1.7 m/1000 T extraídas
05. Producción de labores preparatorias: 4.1%
06. Dilución: 4 %
07. Recuperación de las reservas geológicas: 86%
08. Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno y puentes
09. Mineral roto por disparo: 250T
10. Sostenimiento temporal: pernos, cuando es necesario
11. Duración promedio del block : 2 años

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Las condiciones naturales del yacimiento son buenas que permiten optimizar las operaciones unitarias, con posibilidades de aplicar métodos de explotación de alta productividad sin relleno (subniveles, almacenamiento provisional mecanizado), en este sentido se recomienda:

- Elaborar estudios de mecánica de rocas a fin de definir la influencia de las excavaciones sobre explotación futura.
- Seleccionar y definir métodos alternados de explotación adecuada a las condiciones del yacimiento.
- Analizar las alternativas del uso de equipos eléctricos en los tajeos, teniendo en cuenta la ubicación a 4,000 m.s.n.m. de la mina.

12. MINA CERRO DE PASCO

CENTROMIN PERU S.A.

Método de Explotación: Corte y Relleno ascendente

Producción: 720 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está formado por cuerpos irregulares, con potencia promedio de 60m., buzamiento vertical, con una extensión horizontal de 180 m. y 60m. de profundidad, emplazadas en rocas volcánicas y calizas competentes.

La mineralización es del tipo metasomático de contacto competente, siendo los metales útiles Ag, Pb y Zn.

Las reservas cubicadas alcanzan la cifra de 18'900,000 T entre probadas y probables (1983) con leyes de 2.5-6.7 % de Pb, 9.5% de Zn, 4.8 Onz Ag/T.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por socavones, piques, rampas, galerías de nivel y chimenea.

El transporte en los niveles se realiza por medio de locomotoras y carros mineros; y en el nivel 1,800 por faja transportadora.

Los blocks de explotación tienen 100m. de longitud por 40 m. de altura.

Las labores preparatorias consisten en construir una galería central en el cuerpo, dejar un pilar de 3m., construir un subnivel sobre la galería, chimeneas en los extremos y centro para ventilación y echadero.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es corte y relleno ascendente, a partir del subnivel longitudinal de acceso se realizan cámaras tipo arco de 18 x 4m. transversales a ambos lados del subnivel, llegando a caja piso y caja techo respectivamente (Ver esquema), dejando alternativamente pilares de 4.5 m. de ancho. Los pilares quedan hasta terminar la explotación del block, éstos serán explotados posteriormente por otros métodos descendentes.

La perforación se realiza utilizando Jumbo y máquinas perforadoras tipo Jack Leg , explosivos dinamita y ANFO, obteniéndose 145 T por disparo.

El acarreo se realiza con scooptrams eléctricos de 2.5 y 1 yd³, el rellenado de los tajeos se hace con relleno hidráulico (clasificado); la ventilación es forzada mediante ventiladores eléctricos y natural en muchas labores.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01.Productividad en el tajeo:14 T/hg

02.Consumo de explosivo:0.233Kg/T

03.Metros de taladros perforados:0.83m/T

04.Labores preparatorias:0.7 m/1000 T extraídas

05.Producción de labores preparatorias:2%

06.Dilución:5%

07.Recuperación de las reservas geológicas:57%

08.Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno y puentes.

09.Mineral roto por disparo: 145 T

- 10.Sostenimiento temporal: no es necesario
- 11.Duración promedio de un block: 2 años

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

La recuperación de reservas del 57% , se refiere al método analizado; pero posteriormente, con la explotación de los pilares, la recuperación total del block podría llegar a 90%. Además a medida que se profundiza la mina se observa efectos esotérmicos que pasa 40° debido a la presencia de pirita, en contacto con el aire, malogra las condiciones de trabajo en los tajeos.

Dentro de los taladros perforados en Pirita, la temperatura es mucho más alta . Se recomienda la elaboración de un estudio de ventilación y de seguridad.

13. MINA COBRIZA

CENTROMIN PERU S.A.

Método de Explotación: Corte y relleno ascendente

Producción: 10,000 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento lo constituye un manto singenético, cuya potencia promedia es 25 m., buzamiento 45°, extensión horizontal 1,500 m. y 500 m de profundidad, emplazadas en pizarras (caja techo) y calizas (caja piso).

La mineralización es del tipo metasomático de contacto en skarn competente, siendo los principales metales útiles el Cu y la Ag.

Las reservas cubicadas en 1983 llegan a 38'763,500 entre probadas y probables con leyes de 1.37% de Cu y 0.4 Onz Ag/T.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por medio de rampas, galerías de nivel, pique de servicio y chimeneas para ventilación.

El transporte en los niveles se realiza mediante scooptrams hasta echaderos de donde la extracción a superficie es por medio de locomotoras carros mineros de 25 T.

Los blocks de explotación tienen 400m. de longitud por 90m. de altura.

Las labores preparatorias consisten en construir accesos de comunicación entre la rampa y el tajeo, subnivel a lo largo del block y chimenea para ventilación, echaderos y servicios.

METODOS DE EXPLOTACION

El métodos de explotación es el corte y relleno ascendente.

De los accesos se llega al manto mineralizado y a partir del subnivel efectuándose la explotación por medio de cortes de 2.5 m. en arco, después de la voladura llega a una altura de 7.5 m, se sigue la secuencia de minado perforación, voladura, acarreo y relleno. A fin de evitar el hundimiento del techo, se deja un pilar de mineral de 5 m. paralelo al techo.

La perforación se realiza utilizando Jumbo boomer y explosivos tipo ANFO, fanel y Pentacord, obteniéndose 14,000 T de mineral por disparo.

El acarreo se realiza mediante scooptrams de 11 yd³, los cuales cargan a volquetes de 25 T.

El rellenado de los tajeos se realiza mediante relleno hidráulico clasificado y complementado con relleno convencional.

La ventilación general y auxiliar es forzada, utilizándose ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METÓDO DE EXPLOTACION

01.Productividad en el tajeo: 38T/hg

02.Consumo de explosivo: 0.18Kg/T

03.Metros de taladros perforados: 0.45m/T

04.Labores preparatorias: 1.42 m/1000 T extraídos

05.Producción de labores preparatorias: 10%

06.Dilución; 4%

07.Recuperación de las reservas geológicas: 50%

- 08. Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso; relleno y puentes del mineral
- 09. Mineral roto por disparo; 14,000 T
- 10. Sostenimiento temporal; no se usa
- 11. Duración promedio del block; 4-6 años

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El método de explotación empleado permite obtener parámetros altos de productividad, baja dilución. Sólo la recuperación de las reservas aproximadamente de 50% es bajo.

Se recomienda el análisis de alternativas de otros métodos de explotación a fin de asegurar una recuperación mayor en condiciones económicas favorables.

14 MINA HUANZALA

CIA. MINERA SANTA LUISA S.A.

Método de Explotación: Corte y relleno ascendente

Producción: 1,100 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está formado por cuerpos en forma de lentes concordantes con la estratificación de las calizas cuyas potencias varían de 2-20 m. considerándose un promedio de 12m., buzamiento entre 50° a 70°, extensión horizontal hasta 400 m. y una profundidad entre 400-500 m.; estos cuerpos están emplazados en calizas competentes.

La mineralización es del tipo hidrotermal competente; los metales útiles son Zn, y Pb.

Las reservas entre probadas y probables alcanzan a 3'362,000 T(1985) con leyes de 11% Zn, 4.6% Pb.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por socavones y rampas.

El transporte en los niveles se realiza mediante volquetes y locomotoras con carros mineros de 4 Ton.

Los blocks de explotación tienen de 200 a 400 m. de longitud, con separación vertical de 40 a 60m.

Las labores preparatorias consisten en construir galerías de acceso entre la rampa hasta la mineralización, galerías de base sobre mineralización, echadero en caja piso en estéril, chimenea de ventilación y chimenea de relleno.

METODOS DE EXPLOTACION

El método de explotación es corte y relleno ascendente, a partir de las galerías de acceso a la mineralización, se inicia la explotación hacia ambas alas del tajeo, terminado un corte de explotación, se procede a rellenar dejando expedito para la realización del siguiente corte de 2.5 m. (Ver esquema).

La perforación se realiza utilizando Jumbos Neumáticos y para voladura ANFO y Anoline; por cada disparo se obtienen 5,000 T de mineral dentro de una secuencia de minado entre perforación, voladura, acarreo y relleno.

El rellenado de tajeos se hace mediante relleno detrítico, el cual se ingresa desde superficie por chimeneas y en los tajeos se distribuye con scoops.

La ventilación es natural y también forzada mediante el funcionamiento de ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01 Productividad en el tajeo	12-14 T/hg
02. Consumo de explosivo:	0.34Kg/T
03. Metros de taladros perforados:	0.45 m/T
04. Labores preparatorias:	1.6 m/T extraídas
05. Producción de labores preparatorias:	2%
06. Dilución:	5%
07. Recuperación de las reservas geológicas:	85-90%
08. Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno y puentes	
09. Mineral roto por disparo:	5,000T

10. Sostenimiento temporal: cuadros de madera, cuando es necesario
11. Duración promedio de un block: 3 años

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

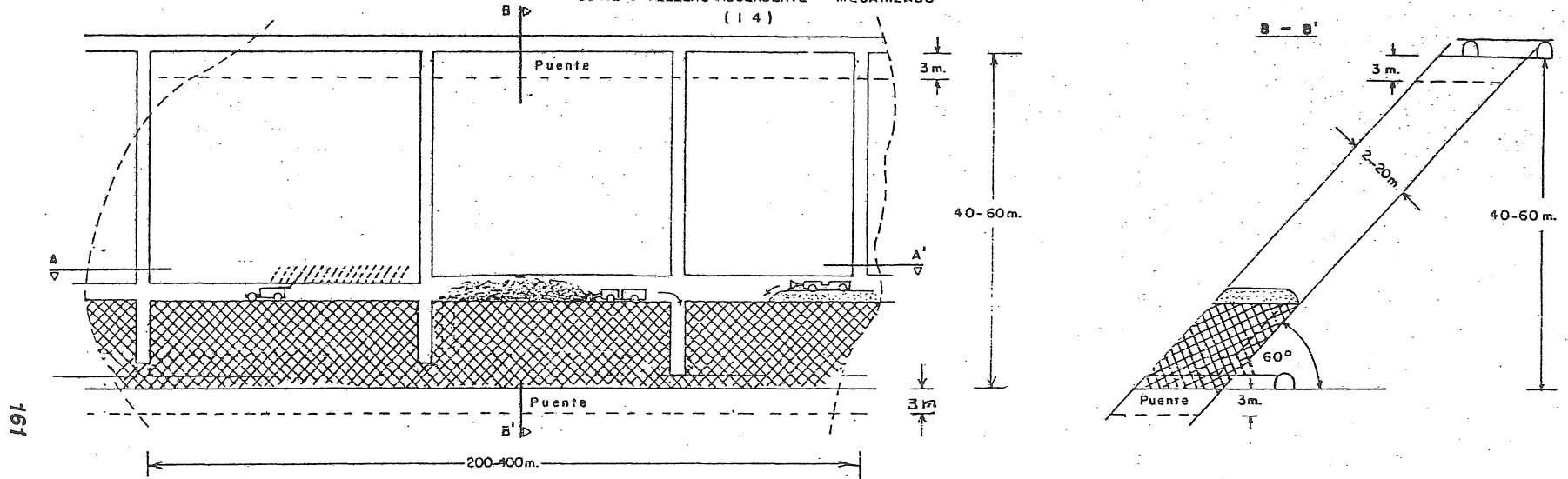
Los parámetros de explotación empleados por el método de explotación son buenos.

La dilución estadística de 5% , se considera que no refleja la verdadera recuperación del contenido metálico que queda en el piso de relleno detrítico; debe ser más alta. Teniendo en cuenta las leyes altas de mineral, se recomienda un estudio sobre la posibilidad de disminuir las pérdidas de metal en el relleno; realizar un estudio comparativo entre el relleno hidráulico y el relleno detrítico.

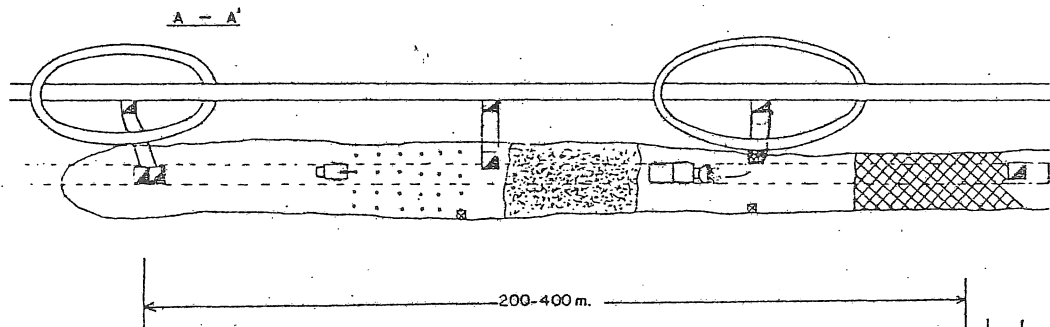
INGEMMET
OGITM

MINA HUANZALA-14

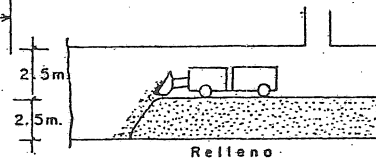
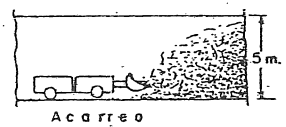
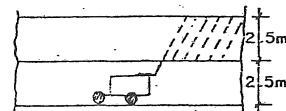
ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE - MECANIZADO
(14)



161



OPERACIONES UNITARIAS



PARAMETROS DEL M.E.

1- Productividad en el tajeo :	13	T/hq
- Consumo de explosivo :	0.34	Kg/T
- Metros taladros perf. :	0.45	m./T
2- Labores preparatorias :	3.3	m/1000T ext.
3- Produccion l. prepar. :	4.6	%
4- Recuperación de las reservas Geológicas :	95	%
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso :	Relleno y puentes.	
6- Mineral roto /dispara :	5,000	T/disp.
7- Sostenimiento temporal :	Cuadros de madera.	
8- Duración promedio de un Block :	3 años.	

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeth. Ing. A. Ladera.
Lima, Setiembre - 88 Ing. J. Tomás.
Dibujo : L. J. G

15. MINA HUARON

CIA. MINERA HUARON S. A.

Método de Explotación: Corte y relleno ascendente

Producción: 1,200 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está formado en su conjunto por vetas, mantos y bolsonadas. El análisis se refiere a vetas cuyas potencias varían desde 0.8 a 2m. buzamiento en 65° y 90° reconocidas en extensión horizontal 1,500 m. y 300 m. de profundidad, emplazadas en andesitas y calizas (poco competente).

La mineralización es de tipo hidrotermal, los metales útiles son Zn, Pb y Ag; el mineral es regularmente competente.

Las reservas cubicadas entre probadas y probables llegan a 4'600,000 T (1985) con leyes de 5.31% de Zn , 3.36% de Pb y 6.8 Oñz Ag /T.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por medio de socavones, rampas, piques y chimeneas para ventilación, relleno, acceso y servicios.

El transporte en los niveles se realiza mediante locomotoras eléctricas a trolley y carros mineros. La extracción por gravedad a echaderos y pique de extracción.

Los blocks de explotación tienen longitudes variables desde 50 a 210 m. y altura de 40 m.

Las labores preparatorias consisten en construir galería de nivel sobre veta, subnivel de explotación dejando puente de 3m., chimeneas para ventilación, acceso, relleno y servicios.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es corte y relleno ascendente. A partir del subnivel de explotación se realizan cortes en mineral de 1.5 m., siendo la altura del tajeo 4m., después de la voladura; la secuencia del minado entre perforación, voladura, acarreo y relleno.

La perforación se realiza utilizando máquinas perforadoras tipo Jack Leg, voladura dinamita ANFO ; por cada disparo, se obtiene 135 T de mineral. El acarreo se realiza utilizando scooptrams eléctricos de 0.5 y 1 yd³

El relleno utilizado en la mina es el hidráulico clasificado; el cual, es complementado con relleno convencional proveniente de labores de desarrollo y de las paredes del tajeo.

La ventilación es forzada mediante la utilización de ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01. Productividad en el tajeo: 9.6T/hg

02. Consumo de explosivo: 0.4Kg/T

03. Metros de taladros perforados: 1.29 m/T

04. Labores preparatorias: 8.2 m/1000 T extraídos

05. Producción de labores preparatorias: 9.8%

06. Dilución: 33-56%

07. Recuperación de las reservas geológicas: 90%

08. Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno y puentes.

09. Mineral roto por disparo: 135 T
10. Sostenimiento temporal: puntales de madera opcional
11. Duración promedio del block: 1-1 1/2 años

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

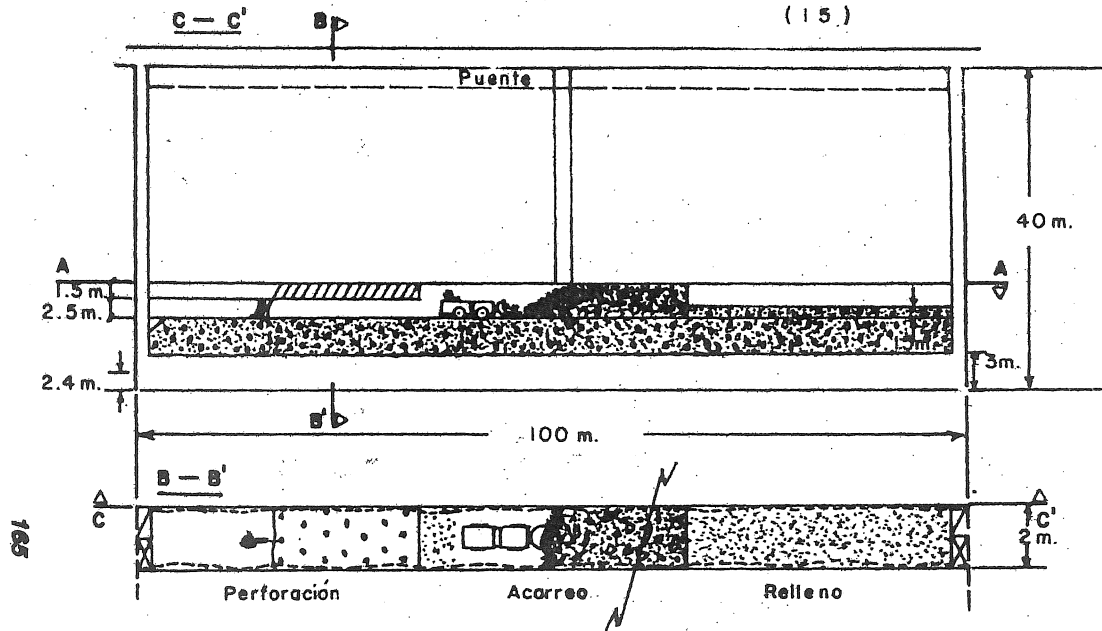
La productividad es buena, pero la dilución de 33-56% es alta.

Por efecto de la voladura las cajas son afectadas, contribuyendo al incremento de la dilución.

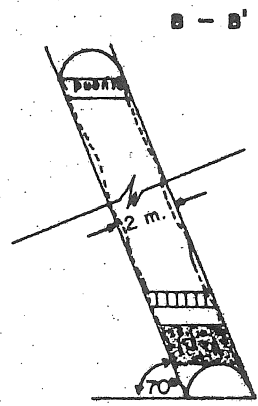
Teniendo en cuenta la dilución alta y factor de potencia relativamente alto, se recomienda realizar un estudio de voladura (voladura controlada) y analizar la posibilidad de reducir la dilución y a la vez se recomienda un estudio para concentrar la producción en menos tajeos, a fin de mejorar la productividad subterránea que es 3 veces más baja que la productividad en tajeo.

MINA HUARON-15

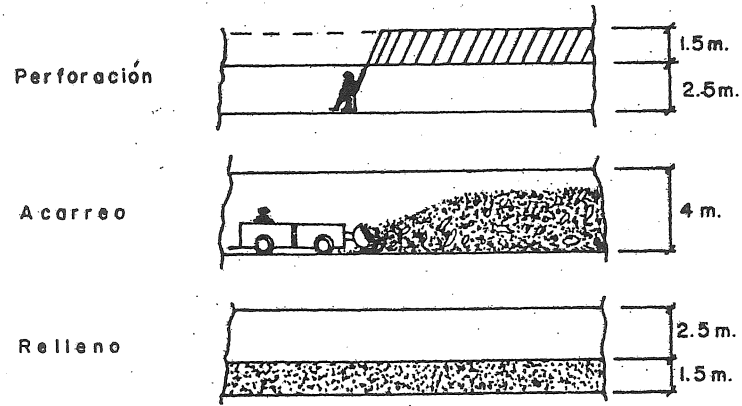
ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO



165



OPERACIONES UNITARIAS



PARAMETROS DEL M.E.	
1- Productividad en el tajeo :	9.6 T/h.g.
- Consumo de explosivo :	0.4 Kg./T.
- Metros taladros perf. :	1.29 m./T.
2- Labores preparatorias :	8.2 m./1000T ext.
3- Produccion l. prepar. :	9.8 %
4- Recuperación de las reservas Geologicas:	90 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso. :	Por relleno y puentes.
6- Mineral roto / disparo :	135 T./disp.
7- Sostenimiento temporal :	Puntales madera.
8- Duración promedio de un Block:	1 - 11/2 años

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeth. Ing. A. Ladera.
Lima, Setiembre - 88 Ing. J. Tomás.
Dibujo : L. J. G.

16. MINA JULCANI

CIA. MINERA BUENAVENTURA S.A.

Método de Explotación : Corte y relleno ascendente

Productividad: 700 T /día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está formado por vetas múltiples cuyas potencias varían de 1-3 m., buzamiento entre 35° y 75°, reconocidas hasta una profundidad de 500m., y extensión de 100 m. emplazadas en calizas poco competente.

La mineralización es del tipo hidrotermal con relleno de fracturas poco competente, siendo los principales metales útiles Ag y Pb. La ley del mineral de reserva es 12 Onz. Ag/T.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El acceso al yacimiento es por medio de socavones, piques y galerías de nivel.

El transporte en los niveles se realiza mediante locomotoras eléctricas y carros mineros gramby. La extracción, se realiza por socavones y pique.

Los blocks de explotación tienen 100 m. de longitud por 40m. de altura. Las labores preparatorias consisten en construir galerías de base y cabeza, subnivel de explotación dejando puente de 3.0 m., chimeneas para ventilación, acceso, relleno y servicios.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es corte y relleno ascendente. A partir del subnivel de explotación se efectúan cortes de explotación de 1.5 m., siendo la altura de tajeos 3.5 m., después de la voladura; la secuencia de minado es voladura, acarreo y relleno. La perforación se realiza utilizando máquinas perforadoras tipo Jack- Leg y voladura explosivos tipo dinamita; obteniéndose por cada disparo 75 T.

El acarreo se realiza utilizando scooptrams de 1 yd³ y winches eléctricos con rastrillos.

En la mina se utiliza el relleno hidráulico en un 60% del total y el 40% restante es cubierto por el relleno convencional.

La ventilación es mecánica mediante el uso de ventiladores eléctricos complementada con ventilación natural.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

- 01.Productividad en el tajeo: 3.5 T/hg
- 02.Consumo de explosivo: 0.17 Kg/T
- 03.Metros de taladros perforados: 0.8 m/T
- 04.Labores preparatorias: 10.8 m/1000 T extraídas
- 05.Producción de labores preparatorias: 16.2%
06. Dilución: 15%
- 07.Recuperación de las reservas geológicas: 90%
- 08.Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno y puentes.
- 09.Mineral roto por disparo: 75 T
- 10.Sostenimiento temporal: puntales de madera
- 11.Duración promedio del block: 10-12 meses

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

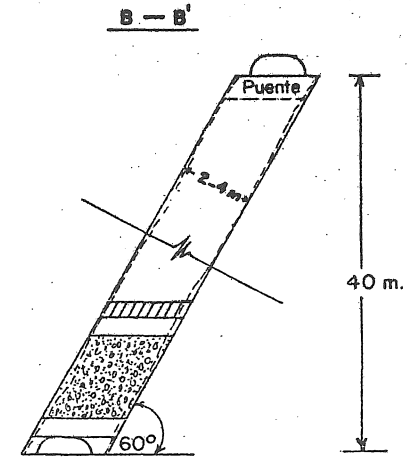
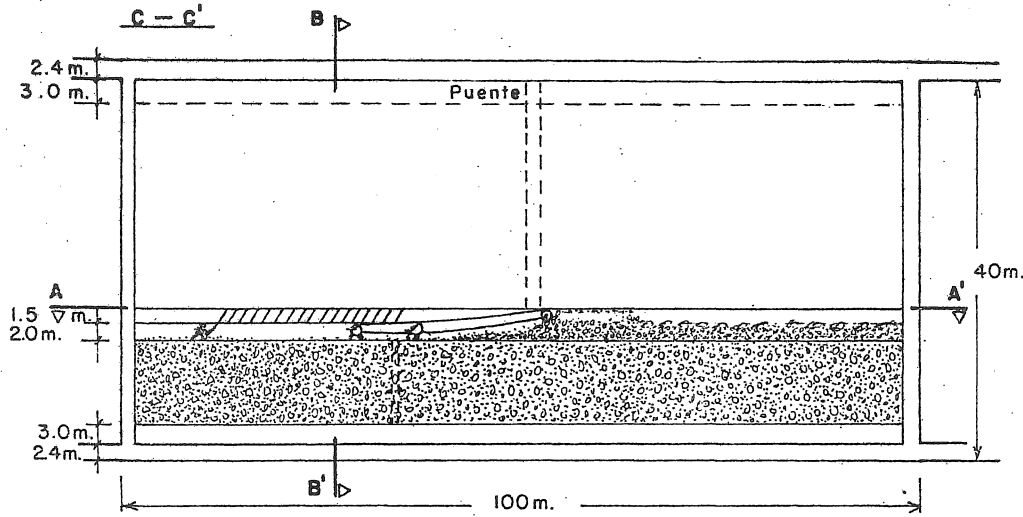
La productividad en el tajeo es relativamente baja donde las operaciones de acarreo se realizan con winches. La productividad subterránea es también baja de 1 T/hg.

Se recomienda realizar un estudio para incrementar la productividad en tajeos y subterránea.

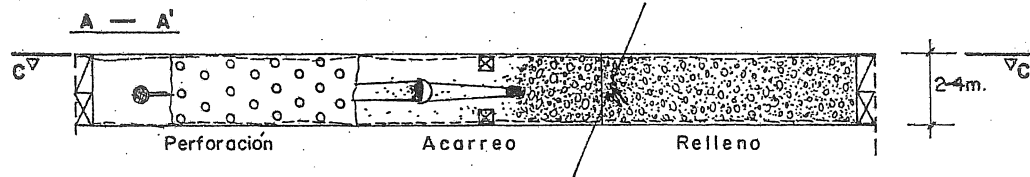
MINA JULCANI-16

ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

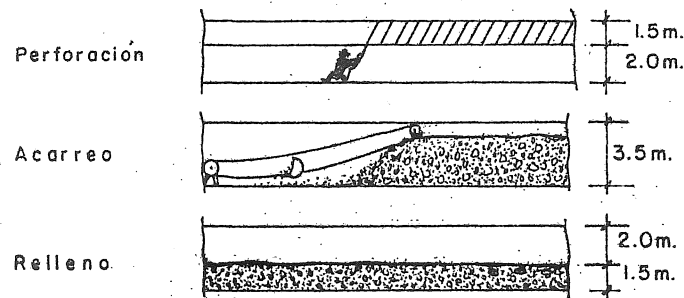
(1 6)



169



OPERACIONES UNITARIAS



PARAMETROS DEL M.E	
1- Productividad en el tajeo :	3.5 T./h.g.
- Consumo de explosivo :	0.17 Kg./T
- Metros taladros perf. :	0.8 m./T.
2- Labores preparatorias :	10.8 m./1000 T.ext.
3- Producción l. prepar. :	16.2 %
4- Recuperación de las reservas Geológicas:	90 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso. :	Por relleno y puentes.
6- Mineral roto /disparo :	75 T./disp.
7- Sostentamiento temporal :	Puntales de madera.
8- Duración promedio de un Block :	10 - 12 meses.

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeth. Ing. A. Ladera
Lima, Setiembre - 88 Ing. J. Tomás.
Dibujo : L. J. G.

17. MINA MILPO

CIA. MINERA MILPO S.A.

Método de explotación: Corte y relleno ascendente

Producción :2000T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está formado por cuerpos irregulares (bolsonadas) con dimensiones promedio de 30 y 40m., buzamiento 85°, emplazadas en calizas y dacitas competentes.

La profundidad reconocida del yacimiento de MILPO es 450 m.

La mineralización es del tipo metasomático de contacto en Skarn competente, siendo los metales útiles Ag, Zn, Pb.

Las reservas cubicadas alcanzan a 4500,000 T entre probadas y probables (1983) con leyes de 4.5 Onz Ag/T, 6.0% Zn, 3.8% Pb.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por medio de socavones, piques y rampas. El transporte en los niveles se realiza mediante locomotoras eléctricas y carros mineros. La extracción a superficie mediante volquetes.

Los blocks de explotación tienen 30 m. de longitud por 40m. altura.

Las labores preparatorias consisten en construir galerías de extracción en estéril paralela al eje mayor de la bolsonada, cruceros de acceso a la mineralización, chimeneas para ventilación, relleno acceso y servicios.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es corte y relleno ascendente. A partir de los cruceros de acceso se realiza el primer corte de explotación dejando pilares (ver esquema), después de la limpieza de mineral, se prepara una loza de concreto de 1.5 m. continuando la secuencia de minado entre perforación, voladura, acarreo y relleno.

La altura de corte es de 2.5 m. y al altura máxima del tajeo llega hasta 6m. Generalmente se dejan 2 pilares centrales.

La perforación se realiza con Jumbos Neumáticos e Hidráulicos, máquinas tipo Jack- Leg y para voladura dinamita;obteniéndose por cada disparo 1600 T.

El acarreo se realiza con scooptrams eléctricos y diesel de 0.5 a 3.5 yd³ cautivos y winches eléctricos.

Se usa relleno hidráulico y convencional.

La ventilación es natural y mecánica utilizando ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01.Productividad en el tajeo: 19.1T/hg

02.Consumo de explosivo: 0.68 Kg/t

04.Metros de taladros perforados: 2.8 m/1000T extraídas

05.Producción de labores preparatorias: 7.6%

06.Dilución: 5%

07.Recuperación de las reservas geológicas: 90%

08.Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: pilares, relleno y loza de concreto.

09. Mineral roto por disparo: 1600 T.
10. Sostenimiento temporal: no se usa
11. Duración promedio de un block: 8 meses- 1 año

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

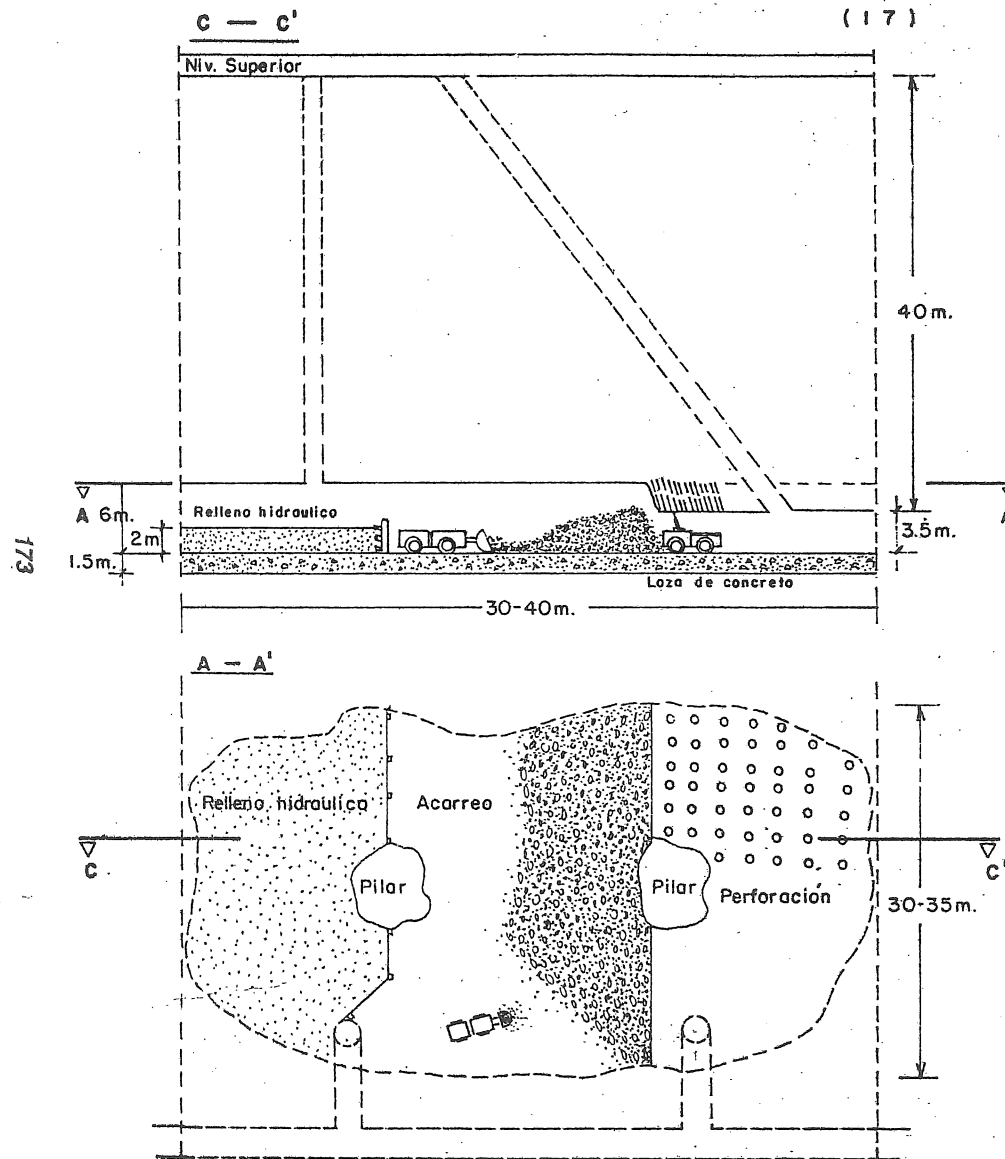
El método de Explotación es adecuado a las condiciones naturales del yacimiento.

Se recomienda:

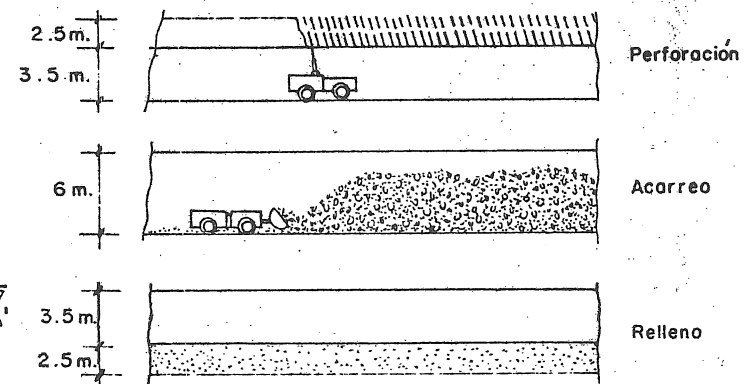
- Elaborar estudio de ventilación, para tajeos y primaria de la mina
 - Elaborar estudio para optimizar la voladura
 - Elaborar estudio para determinar y reducir las pérdidas de metales útiles en el relleno.
- Teniendo en cuenta la profundidad del yacimiento y asegurar la continuidad de su explotación:
- Elaborar un estudio de estabilidad del macizo rocoso.

MINA MILPO-17

ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO



OPERACIONES UNITARIAS



PARAMETROS DEL M.E.	
1- Productividad en el tajeo :	19.1 T/h.g.
- Consumo de explosivo :	0.68 Kg./T.
- Metros taladros perf. :	0.73 m./T.
2- Labores preparatorias :	2.8 m./1000T ext.
3- Producción l. prepar. :	7.6 %
4- Recuperación de las reservas Geológicas:	90 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso.:	Relleno, pilares mineral y loza de conc.
6- Mineral roto /dispara. :	1600 T/disp.
7- Sostenimiento temporal :	Loza de concreto.
8- Duración promedio de un Block:	8 meses-año

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeth. Ing. A. Ladera.
Lima, Setiembre - 88. Ing. J. Tomás.
Dibujo : L. J. G.

18. MINA ORCOPAMPA

CIA. MINERA ORCOPAMPA S. A.

Método de Explotación: Corte y relleno ascendente

Producción: 810 T/día.

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está formado por vetas paralelas cuyas potencias varían entre 2 y 12 m. promedio 6m. buzamiento 55°.

La profundidad del yacimiento es de 255 m. y con una extensión de 800 m. éstas vetas están emplazadas en andesitas semi-competentes.

La mineralización es del tipo hidrotermal poco competente, siendo el principal metal útil la Ag y Au en pequeñas cantidades.

Las reservas entre probadas y probables son 1'350,000 T.(1986) con Ley de 17.5 Onz Ag/T

ESTRUCTURA DE LA MINA

El acceso a la mina es por medio de socavones y rampas.

El transporte en los niveles se realiza con locomotoras eléctricas de 8 T y carros mineros Gramby de 8T. La extracción de mineral por gravedad (echaderos) y locomotoras eléctricas.

Los bloks de explotación tienen 240 m. de longitud y una altura de 70m.

Las labores preparatorias, consisten en accesos entre rampa y la mineralización, galería sobre veta, chimeneas para ventilación, relleno, acceso servicios y echadero en estéril.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es el corte y relleno ascendente.

A partir de las ventanas de acceso, se realiza el primer corte de explotación en arco de 4m. en todo el ancho de la veta, después de la limpieza se prepara una loza de concreto 0.60 m. y relleno., luego se continúa la secuencia del minado entre perforación horizontal, voladura, acarreo y relleno. La altura de corte es de 2.5 m. y al altura de tajeo es 4m. (Ver esquema)

En la perforación se utiliza máquina perforadora Tamrock de dos brazos neumáticos y explosivos dinamita, obteniéndose 11° T. de mineral por disparo.

El acarreo se realiza con scooptrams eléctricos de 2.5 y diesel de 3.5 yd³.

El relleno utilizado es en un 80% material aluvial y el 20% restante material de labores.

La ventilación es mecánica forzada por medio de ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

- 01.Productividad en el tajeo: 19 t/hg
- 02.Consumo de explosivo: 0.22 Kg/t
- 03.Metros de taladros perforados: 0.44 m/T
- 04.Labores preparatorias: 2.5m/1000T. extraídas
- 05.Producción de labores preparatorias: 7.5%
- 06.Dilución: 10%
- 07.Recuperación de las reservas geológicas: 95%
- 08.Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno y loza concreto.
- 09.Mineral roto por disparo: 110T.
- 10.Sostenimiento temporal: lozas de concreto
- 11.Duración promedio de un block: 4-5 años

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El método de explotación es el adecuado a las condiciones del yacimiento y los parámetros son buenos.

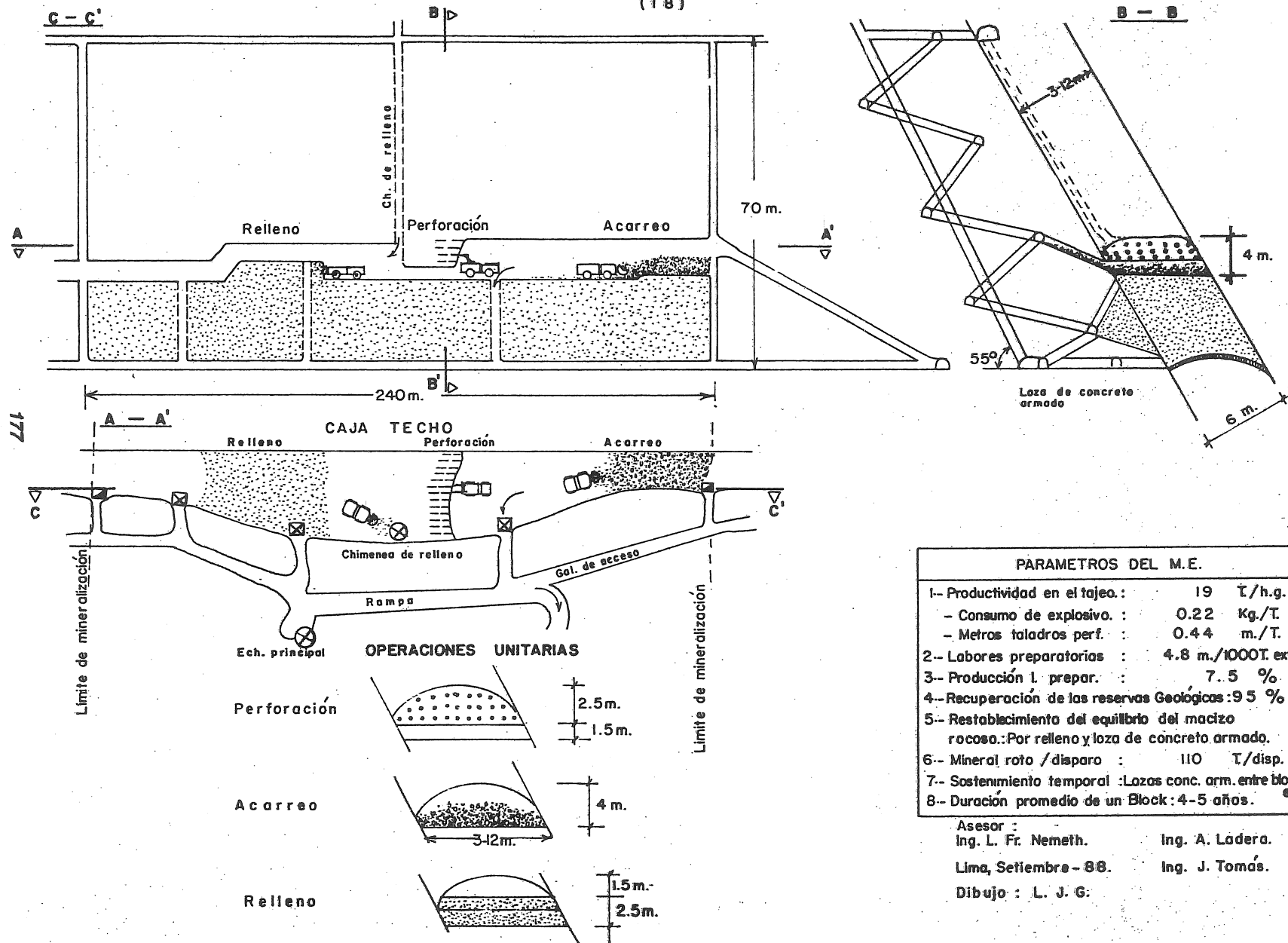
Teniendo en cuenta la longitud de los tajeos y el uso de equipo diesel(parcialmente); se recomienda, la elaboración de un estudio de ventilación en los tajeos.

Igualmente estudiar la posibilidad del empleo de los relaves como relleno hidráulico en los tajeos a fin de mejorar la eficiencia del relleno y reducir las pérdidas de mineral en el relleno convencional.

MINA ORCOPAMPA-18

ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

(18)



PARAMETROS DEL M.E.	
1- Productividad en el tajeo :	19 T/h.g.
- Consumo de explosivo :	0.22 Kg./T.
- Metros taladros perf. :	0.44 m./T.
2- Labores preparatorias :	4.8 m./1000T. ext
3- Producción l. prepar. :	7.5 %
4- Recuperación de las reservas Geológicas :	95 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso.:	Por relleno y loza de concreto armado.
6- Mineral roto /diaparo :	110 T/disp.
7- Sostencimiento temporal :	Lozas conc. arm. entre bloques.
8- Duración promedio de un Block :	4-5 años.

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeth. Ing. A. Lódera.
Lima, Setiembre - 88. Ing. J. Tomás.
Dibujo : L. J. G.

19. MINA POZOS RICOS

CIA MINERA COLQUIRRUMI S. A.

Método de Explotación: Corte y relleno ascendente

Producción :300 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está formado por un conjunto de vetas y bolsonadas pequeñas cuyas potencias varían entre 1 y 3 m. buzamiento entre 45° y 70° emplazados en calizas y lutitas poco competente.

La mineralización reconocida profundiza hasta 100 m. y una extensión entre 100 y 300 m.

La mineralización es de tipo metasomático de contacto con minerales poco competente siendo los principales metales útiles Pb, Zn,Ag, y Sb.

Las reservas entre probadas y probables son 297,600 T. (1986) con leyes de 7.6% Zn, 3.2% Pb y 4.5 Onz Ag/T.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El acceso a la mina es por medio de socavones.

El transporte en los niveles se realiza mediante locomotoras a batería y carros mineros. La extracción , con las mismas locomotoras.

Los blocks de explotación tienen 30m, de longitud y 45 m. de altura.

Las labores preparatorias consisten en construir galerías de nivel sobre veta, subnivel de explotación, chimeneas para ventilación, relleno, acceso y servicios(ver esquema).

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es corte y relleno ascendente.

A partir del subnivel de explotación se realizan cortes de explotación de 1.5 m. altura de tajeo, para llegar a 4m. con la secuencia de minado entre perforación, voladura , acarreo , relleno.

La perforación se realiza utilizando máquinas perforadoras tipo Jack-Leg y voladura explosivos dinamita obteniéndose 40T. de mineral por disparo.

El acarreo se realiza utilizando scooptrams de 1yd³ y carretillas.

El relleno detrítico usado proviene de canteras en superficie, la ventilación es prácticamente de flujo natural.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

- 01.Productividad en el tajeo: 5T/hg
- 02.Consumo de explosivos: 0.36 Kg/T
- 03.Metros de taladros perforados: 1.49m/T
- 04.Labores preparatorias: 7m/1000 T extraídas
- 05.Producción de labores preparatorias: 9.2%
- 06.Dilución: 25%
- 07.Recuperación de las reservas geológicas: 88%
- 08.Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno y puentes.
- 09.Mineral roto por disparo:40t
- 10.Sostenimiento temporal: puntales y cuadros de madera
- 11.Duración promedio del block: 10-12 meses.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

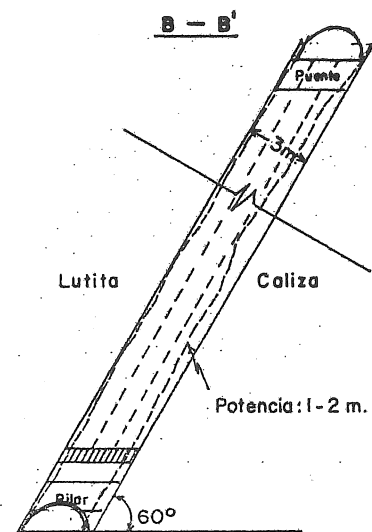
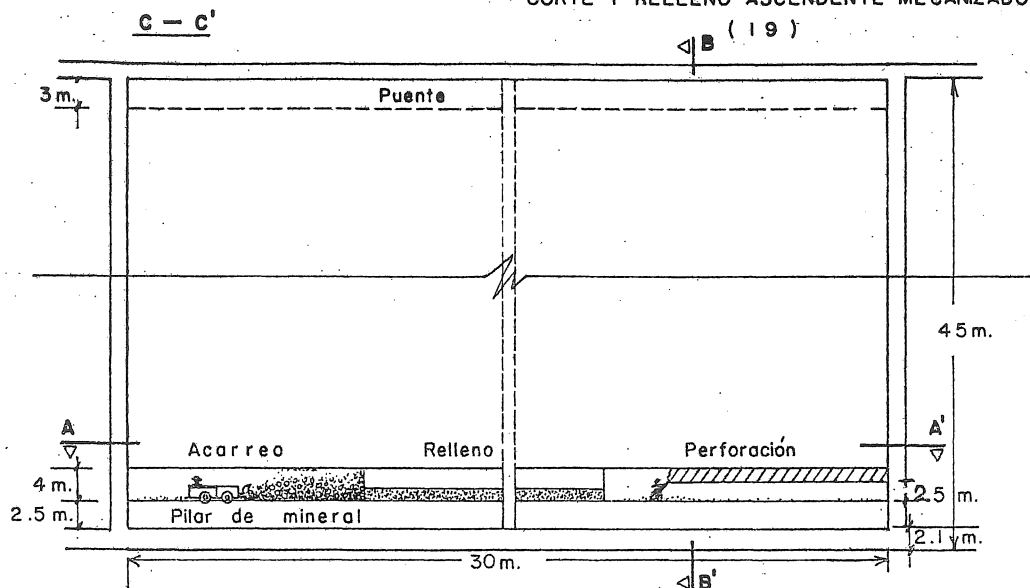
El parámetro metros por taladros perforados de 1.49 M/T y el factor de potencia 0.36Kg/ son datos estadísticos que están fuera de los estándares normales; por lo que es necesario analizar la optimización de las operaciones unitarias.

La mecanización es parcial. El hecho de que la productividad subterránea es 5 veces menor que en los tajeos, significa la baja mecanización de las operaciones de transporte y auxiliares.

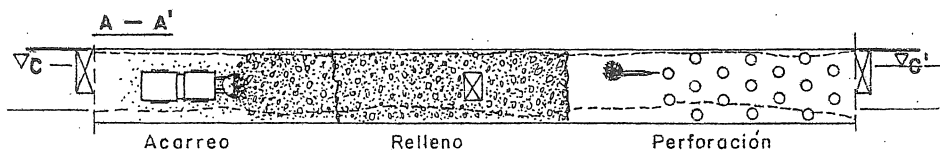
Se recomienda elaborar un estudio de rehabilitación técnica, organizativa y económica, a fin de mejorar la productividad y asegurar la eficiencia de la actividad minera.

MINAS POZOS RICOS-19

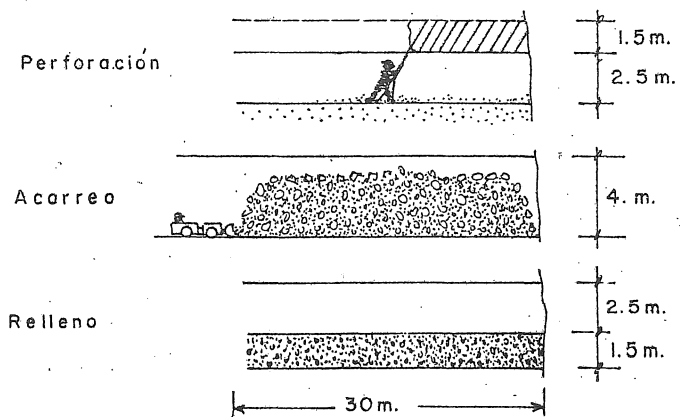
ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO



181



OPERACIONES UNITARIAS



PARAMETROS DEL M.E.	
1- Productividad en el tajeo :	5 T./h.g.
- Consumo de explosivo :	0.36 Kg./T.
Metros taladros perf. :	1.49 m./T.
2- Labores preparatorias :	14 m./1000T ext.
3- Producción l. prepar. :	9.2 %
4- Recuperación de las reservas Geológicas :	88 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso. :	Por relleno detrítico y puentes.
6- Mineral roto / disparo :	40 T./disp.
7- Sostenimiento temporal :	Puntos y cuadros de mad.
8- Duración promedio de un Block :	10-12 meses.

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeff. Ing. A. Ladera.
Lima, Setiembre - 88 Ing. J. Tomás.
D: L. J. G.

20. MINA CATUVA

CIA . MINERA RAURA S.A.

Método de Explotación: Corte y relleno por cámaras y pilares ascendente

Producción: 1500 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está formado por una gran bolsónada con inclusiones de mármol, sus dimensiones varían entre 30 y 70 m. con promedio 40m., buzamiento 60°. La profundidad reconocida es 250 m., su extensión horizontal llega a 400m. emplazada en calizas y dacita epidotizada poco competente. La mineralización es del tipo metasomático de contacto.

Los metales útiles son Zn,Pb,Cu y Ag.

Las reservas cubicadas son 3947,000 T. entre probadas y probables (1987) con leyes de 6.5% de Zn, 3.2% de Pb, 0.4% de Cu y 3.2 Onz Ag/T.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por socavones y rampas.

El transporte en los niveles y la extracción se realiza con volquetes y teletrams.

Los blocks tienen 100 m. de longitud y 40m. de altura. Las labores preparatorias consisten en construir galería en estéril paralela al eje mayor y a 8-10 m. de la mineralización, labores de acceso a la mineralización cada 50 mts., subnivel de acceso transversal al cuerpo, una galería mineral longitudinal; chimeneas para ventilación, relleno, accesos y servicios.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es corte y relleno por cámaras y pilares. A partir del subnivel longitudinal se realizan cortes transversales (tajeos) de 6m. de ancho por 4m. de altura hasta llegar a caja techo, dejando pilares de 4m. en forma alternada; posteriormente, se rompen estos pilares quedando pilares de 4x4 ó 4x5m. equidistantemente, siguiendo la secuencia de minado entre perforación, voladura, acarreo y relleno.

El acarreo se realiza con scooptrams. eléctricos y diesel de 2 yd³.

El relleno de los tajeos se hace con relleno convencional y relleno hidráulico.

La ventilación es forzada mediante ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01. Productividad en el tajeo: 13.8T/hg
02. Consumo de explosivo: 0.17 Kg/T
03. Metros de taladros perforados: 0.86 m/t
04. Labores preparatorias: 1.82 m/1000 t extraídos
05. Producción de labores preparatorias: 12%
06. Dilución: 10%
07. Recuperación de las reservas geológicas: 60%
08. Restablecimiento de equilibrio del macizo rocoso: relleno, pilares y puentes.
09. Mineral roto por disparo: 350T
10. Sostenimiento temporal: no se usa
11. Duración promedio de un block: 4-5 años

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

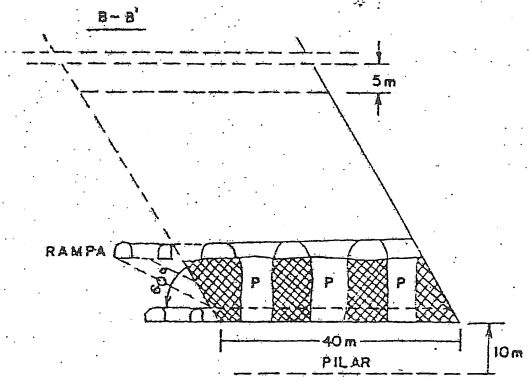
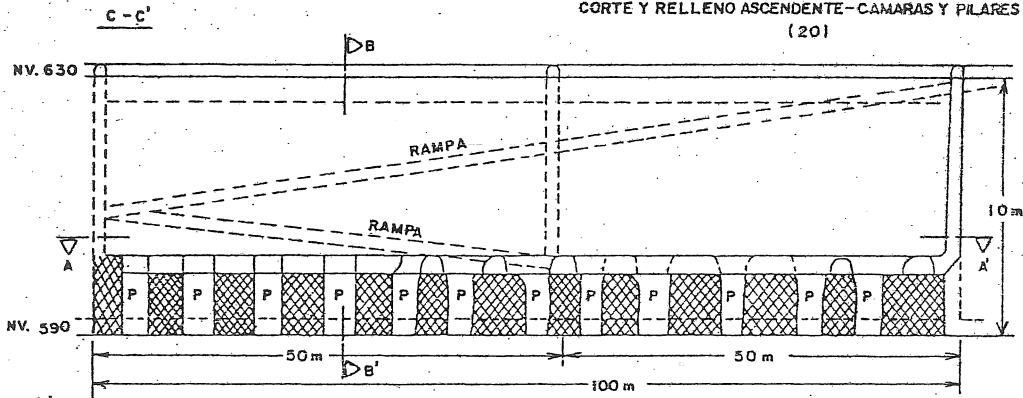
El método de Explotación no brinda la seguridad necesaria, frecuentemente existen derrumbes que interrumpen la actividad y obligan abandonar zonas mineralizadas, desestabilizándolas.

Se recomienda la elaboración de un estudio para la selección de un método de explotación adecuado, teniendo en cuenta la ubicación y las condiciones naturales del yacimiento, asegurar las condiciones de ventilación, seguridad y una recuperación de las reservas en condiciones económicas.

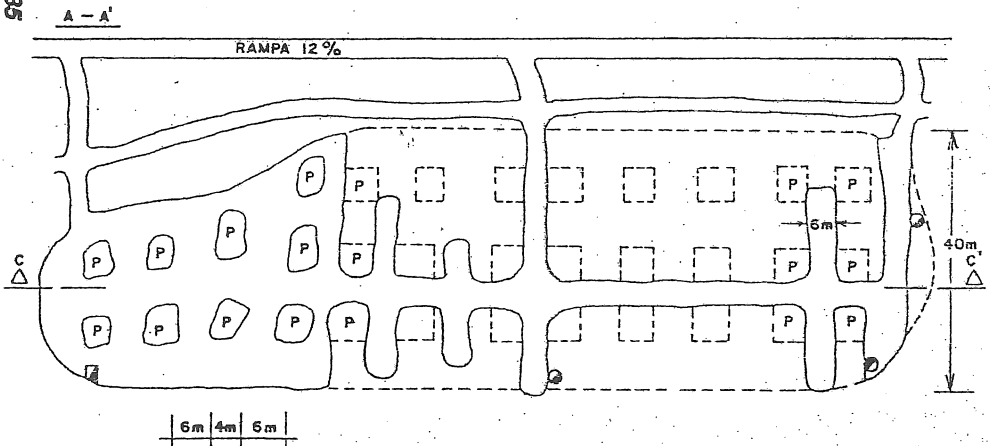
INGEMMET
DGITM

MINA RAURA-20
(CATUVA)

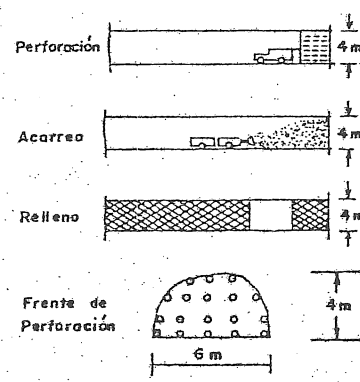
ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE - CAMARAS Y PILARES
(20)



185



OPERACIONES UNITARIAS



PARAMETROS DEL M.E.

1-Productividad en el Tajo :	13.8 T/hg.
- Consumo de Explosivo :	0.17 Kg/T
- Metros Taladros Perf. :	0.86 m/T
2-Labores Preparatorias :	1.82 m/1000T ext.
3-Producción l. Prepar. :	12 %
4-Recuperación de las Reservas Geológicas:	60. %
5- Restablecimiento del Equilibrio del Macizo rocosa. : Relleno y Pilares de m.- Puentes.	
6-Mineral Roto/Disparo :	350 T/Disp.
7- Sostenimiento Temporal No se Usa	
8- Duración Promedio de un Block:	4 - 5 Años .

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeth Ing. A. Ladera M.
Lima, Setiembre 88 Ing. J. Tomás
Dibujo : T. S. R.

21. MINA SAN VICENTE

CIA. MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.

Método de Explotación: Corte y relleno por cámaras y pilares

Producción: 2500 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está formado por mantos concordantes y paralelos, que en total alcanzan a una potencia que va desde 80 hasta 120 m. buzamiento promedio 35°, emplazadas en calizas exfoliadas regularmente competente. La profundidad reconocida es de 400m. y su extensión llega a 1500 m.

La mineralización es del tipo singenético con aporte hidrotermal de baja competencia; los metales útiles son Zn y Pb incluidos dentro de la dolomita.

Las reservas entre probadas y probables alcanzan a 4'900,000 T.(1986) con leyes de 12% Zn y 0.9% Pb.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por socavones y rampas.

El transporte en los niveles principales se realiza mediante locomotoras eléctricas y carros mineros de 10T.

Los blocks de explotación tienen 120m. de longitud, separados por pilares de 60m. dentro de las cuales se ubica las rampas y los echaderos.

Las labores preparatorias consisten en construir galerías longitudinales al eje del block hasta un cruce de extracción, chimeneas para ventilación y echaderos ore pass de nivel a nivel.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es corte y relleno por cámaras y pilares ascendente.

A partir del subnivel de explotación se realizan cortes transversales (tajeos) de 6m. de ancho por 6m. de altura hasta llegar a las cajas dejando pilares alternados de 4m. de ancho, posteriormente se rompen estos pilares en sentido longitudinal, quedando finalmente pilares de 4x4m. equidistantemente.

La perforación se realiza con Jumbo Boomer y voladura con ANFO; por cada disparo se obtiene 1,200 T de mineral.

El acarreo se realiza con scoops diesel de 6 y 3.5 yd³

El relleno utilizado en tajeos es relleno hidráulico en un 58% y convencional el restante 42%

La ventilación es forzada mediante ventiladores eléctricos

La secuencia de las operaciones unitarias es perforación, voladura, acarreo y relleno.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

- 01.Productividad en el tajeo:20T/hg
- 02.Consumo de explosivo: 0.17 Kg /T
- 03.Metros de taladros perforados: 0.42 m/T
- 04.Labores preparatorias : 1.3m./1000 T. extraídas
- 05.Producción de labores preparatorias: 7%
- 06.Dilución : 15-30%
- 07.Recuperación de las reservas geológicas: 45%

08. Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno, pilares y puentes.
09. Mineral roto por disparo: 1,200 T.
10. Sostenimiento temporal: no se necesita
11. Duración promedio de un block:3-4 años

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Del análisis de la tecnología empleada y los resultados obtenidos, se puede concluir que las condiciones naturales del yacimiento permiten mejorar el método de explotación y las eficiencias económicas ; por los que se recomienda:

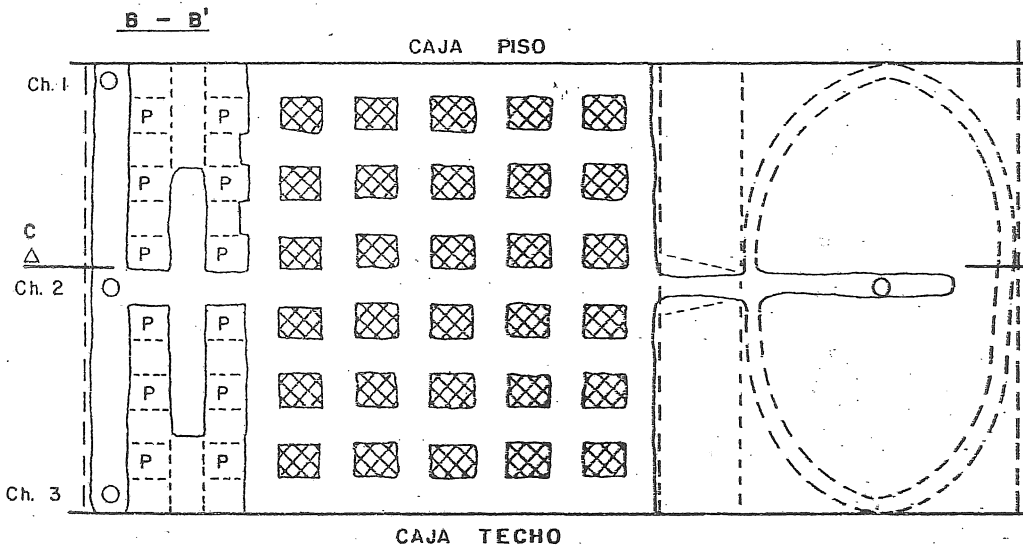
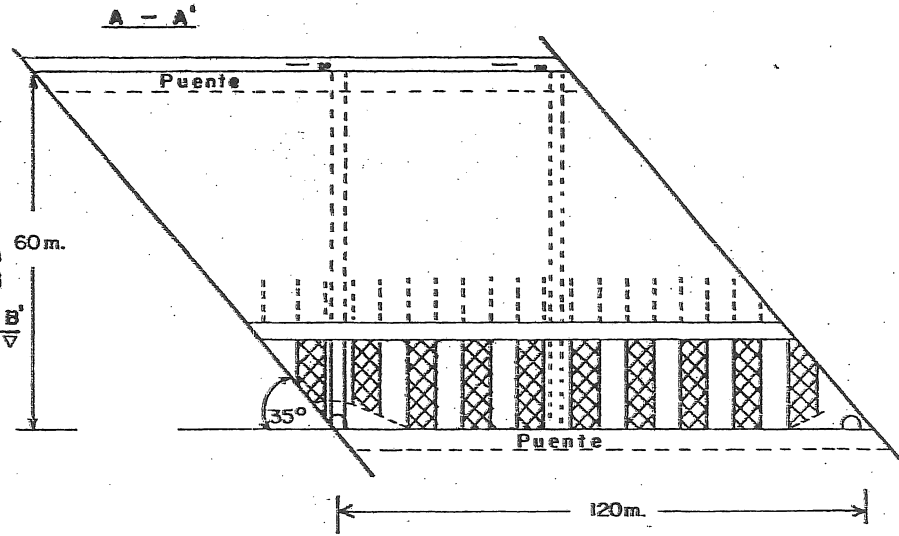
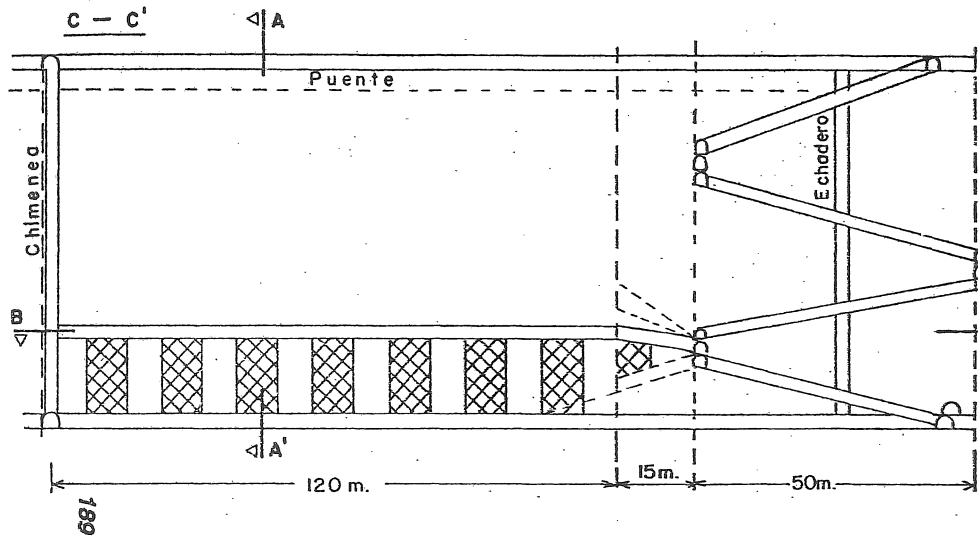
- Elaborar un estudio con alternativas de métodos de explotación de alta productividad y recuperación de reservas entre explotación en masa y selectiva.
- Elaborar un estudio para comprobar en tajeos pilotos la aplicación del corte directo, utilizando equipo de minado continuo tipo PAURAT.
- Elaborar un estudio de transporte hidráulico de mineral y roca producto del minado continuo PAURAT.

INGEMMET
DGITM

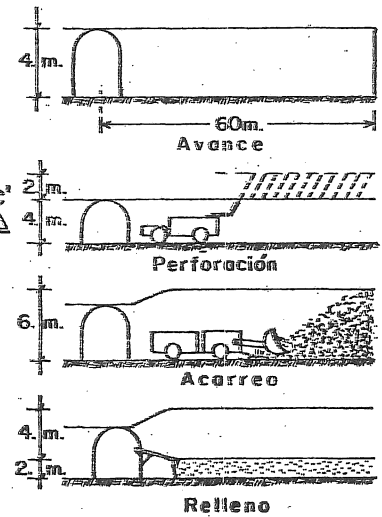
MINA SAN VICENTE-21

ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
CORTE - RELLENO CON PILARES - ASCENDENTE

(21)



OPERACIONES UNITARIAS



PARAMETROS DEL M.E.	
1- Productividad en el tajeo :	20 T/h.g
- Consumo de explosivo :	0.17 Kg/T
- Metros taladros perf. :	0.42 m/T
2- Labores preparatorias :	1.3 m/1000 T ext
3- Producción l. prepar. :	7 %
4- Recuperación de las reservas Geológicas :	45 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso. :	Por relleno y pilares.
6- Mineral roto / dispore :	1,200 T/disp.
7- Sostenimiento temporal :	Opcional pernos.
8- Duración promedio de un Block :	3 - 4 años.

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeth. Ing. A. Ladera.
Lima, Setiembre-88 Ing. J. Tomás.
Dibujo : L. J. G.

22. MINA CERRO DE PASCO

CENTROMIN PERU S. A.

Método de Explotación: Corte y relleno descendente -recuperación de pilares

De la mina Cerro de Pasco se extrae 480 T/ día por el método de corte y relleno descendente.

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está formado por cuerpos irregulares que han sido explotados por método de corte y relleno ascendente, dejando un sistema de pilares tubulares de 4.5 m. de ancho paralelos equidistante de 8 m.

Los pilares son verticales , transversales en todo el ancho del cuerpo mineralizado.

La mineralización del cuerpo es tipo metasomático de contacto competente con minerales útiles Ag, Pb y Zn.

Las paredes de los pilares son formados por el relleno hidráulico clasificado dejados como relleno presentados#12.(mina estudiada)

ESTRUCTURA DE LA MINA

El yacimiento es accesible por medio de socavones, pique y rampas.

El transporte en los niveles se realiza mediante locomotoras eléctricas y carros mineros. La extracción a superficie por medio de rampas y parcialmente por pique.

Los blocks de explotación tienen 100-150m. de longitud y una altura de 40m. Las labores preparatorias consisten en sub-nivel principal de explotación, echaderos para mineral y chimeneas para ventilación y relleno.

Dentro de este block, se ubican los pilares transformándose cada pilar en un tajeo de explotación con dimensiones de 60 m. de longitud por 40m. de altura y 4.5 de ancho.

METODO DE EXPLOTACION

El método es corte y relleno descendente

A partir del subnivel de explotación se realizan cortes transversales en mineral de los pilares dejados anteriormente, corriendo de caja a caja del cuerpo; los tajeos tienen 4.5 m. de ancho altura de corte 4m. que es igual con la altura del tajeo (Ver esquema 22)

La perforación horizontal se realiza utilizando máquinas tipo Jack-Leg para voladura dinamita ANFO y por cada disparo se obtiene 100 T.

El acarreo se realiza con winches eléctricas con rastrillos

El relleno utilizado en los tajeos es hidráulico cementado, el cual se deposita en dos capas; la primera de 1 m. con mezcla de 1:6 y la segunda de 3 m. con mezcla de 1:20.

La secuencia de las operaciones unitarias es perforación, voladura, acarreo y relleno.

La ventilación es mayormente forzada mediante el uso de ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

- 01.Productividad en el tajeo: 10T/hg
- 02.Consumo de explosivos: 0.16 Kg/t
- 03.Metros de taladros perforados. .37m/t
- 04.Labores preparatorias: 0.7 m/1000 T extraídas

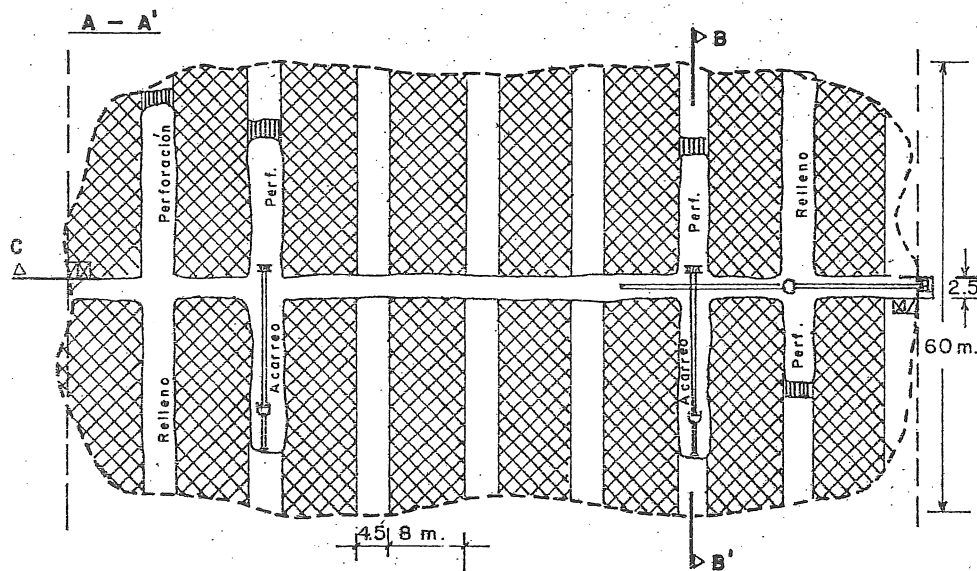
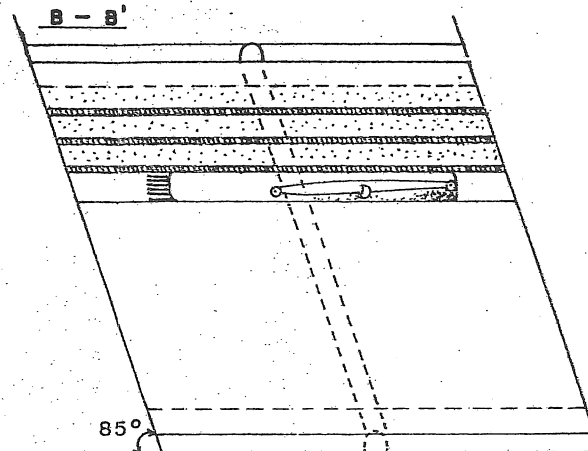
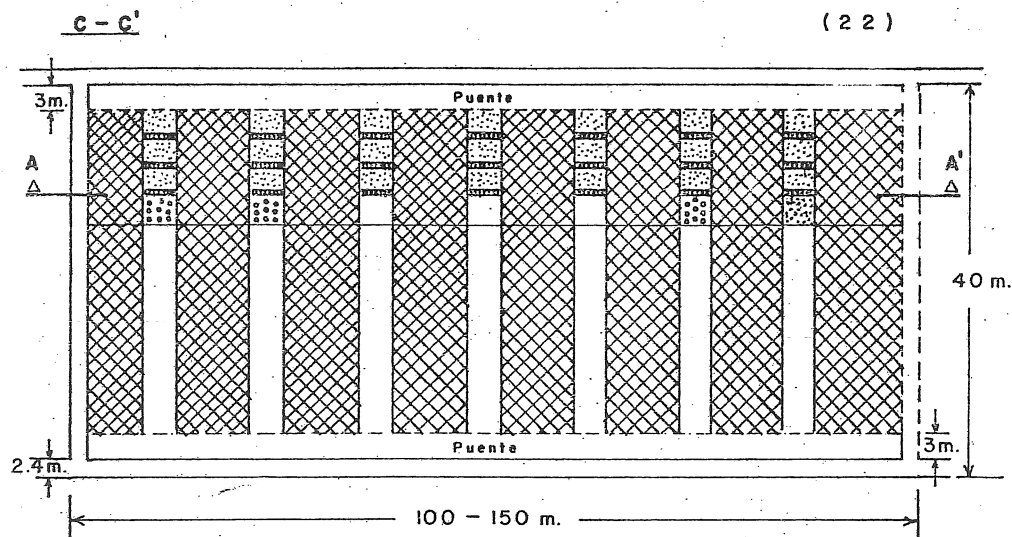
- 05. Producción de labores preparatorias: 0.8%
- 06. Dilución: 10%
- 07. Recuperación de las reservas geológicas: 95%
- 08. Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno cementado
- 09. Mineral roto por disparo: 100T
- 10. Sostenimiento temporal: no se usa
- 11. Duración promedio de un block: 3-4 años

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

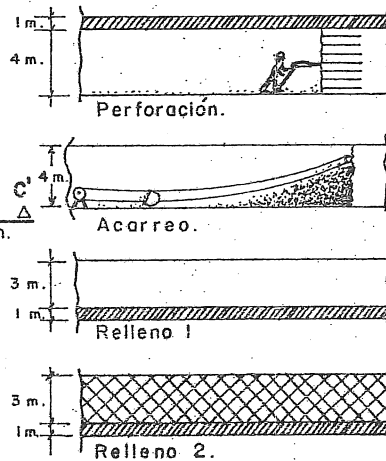
El método de explotación es adecuado para la recuperación de pilares, los parámetros son buenos.

MINA CERRO DE PASCO-22

ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION
CORTE Y RELLENO DESCENDENTE - RECUPERACION DE PILARES



OPERACIONES UNITARIAS



PARAMETROS DEL M.E.

- 1- Productividad en el tajeo : 10 T/h.g.
- Consumo de explosivo : 0.16 Kg./T.
- Metros taladros perf. : 0.37 m./T.
- 2- Labores preparatorias : 0.7 m/1000 Text.
- 3- Producción l. prepar. : 0.8 %
- 4- Recuperación de las reservas Geológicas: 95%
- 5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso : Por relleno cementado.
- 6- Mineral roto / disparo : 100 T/disp.
- 7- Sostenimiento temporal : Puntales de madera.
- 8- Duración promedio de un Block: 3-4 años.

Asesor :
Ing. L. Fr. Nemeth. Ing. A. Ladera.
Lima, Setiembre - 88 Ing. J. Tomás.
Dibujo : L. J. G.

23. MINA CERRO DE PASCO

CENTROMIN PERU S. A.

Método de Explotación : Corte y relleno descendente alternado mecanizado (Michi)

Producción: 1,650 T /día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento está conformado por grandes cuerpos irregulares, cuyas dimensiones llegan a 200 m. de ancho, 300 m. de longitud con una profundidad de 400 m. buzamiento casi vertical, emplazadas en calizas competentes.

La mineralización es tipo metasomático de contacto competente, teniendo como principales metales útiles Cu, Pb, Zn, Ag.

Las reservas de mineral cubicadas en forma total en toda la mina son de 18'900,000 T. con leyes de 4.8 Onz Ag/T , 9.5% Zn, 2.5-6.7% Pb.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El acceso a la mina es por medio de socavones, piques y rampas.

El transporte en los niveles se realiza con carros mineros accionados por locomotoras eléctricas; la extracción se realiza por las rampas y piques.

Los blocks de explotación tienen 300 m. de longitud, altura 40m. y 200 m. de ancho.

Las labores preparatorias consisten en construir subniveles de explotación longitudinal y transversales formando paneles de explotación(ver esquema), chimeneas para ventilación, echaderos y servicios.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es corte y relleno descendente mecanizado.

A partir de los subniveles se abren cámaras transversales de 5m. de ancho y 4m. de altura alternativamente dejando pilares , las cámaras se rellenan con R/H cementado, después se extraen los pilares; cuando la explotación del subnivel es terminado, se inicia el subnivel siguiente inferior con el mismo sistema pero en cámaras perpendiculares en relación al nivel superior. La perforación horizontal se realiza usando Jumbos y máquinas Jack Leg, por disparo se obtiene 145 T usando explosivos anfo y dinamita.

El acarreo se realiza con scooptrams eléctricos cautivos de 1 y 2.5 yd³

El relleno utilizado es hidráulico cementado, el cual se deposita en 2 capas; primera capa de 1m. mezcla 1:6 y.. 2da. capa de 3 m. mezcla 1:20

La ventilación es forzada mediante el uso de ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

01.Productividad en el tajeo: 12T/hg

02.Consumo de explosivo: 0.23 Kg/t

03.Metros de taladros perforados: 0.89m/T

04.Labores preparatorias: 2 m/1000 T. extraídas

05.Producción de labores preparatorias: 7.2%

06.Dilución: 5%

07.Recuperación de las reservas geológicas: 90%

08.Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno cementado

09. Mineral roto por disparo: 145T
10. Sostenimiento temporal: no es necesario
11. Duración promedio de un block: 7 años

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El método de explotación es adecuado a las condiciones del yacimiento con alta ley y los parámetros de explotación son buenos.

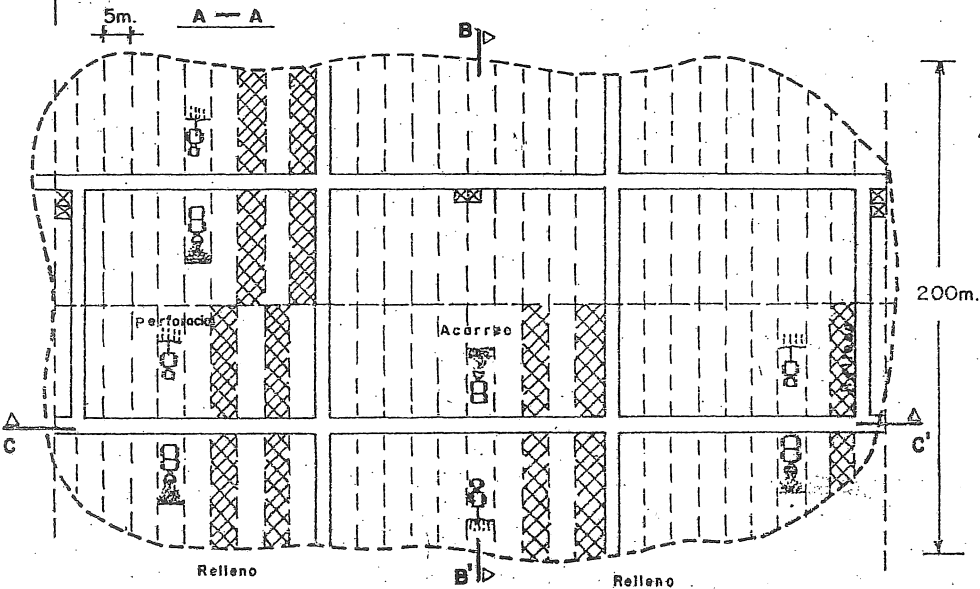
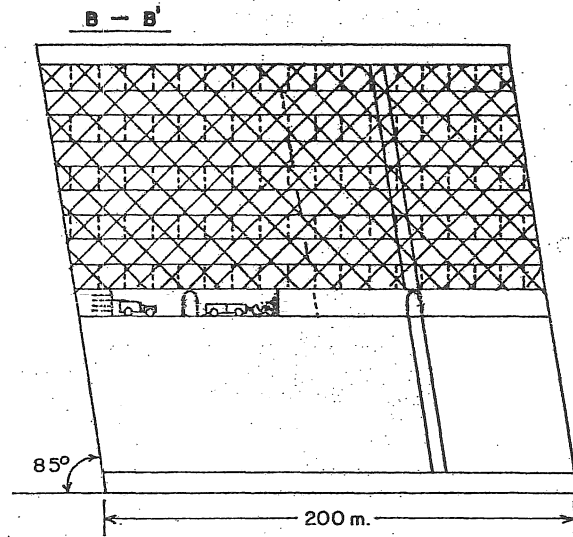
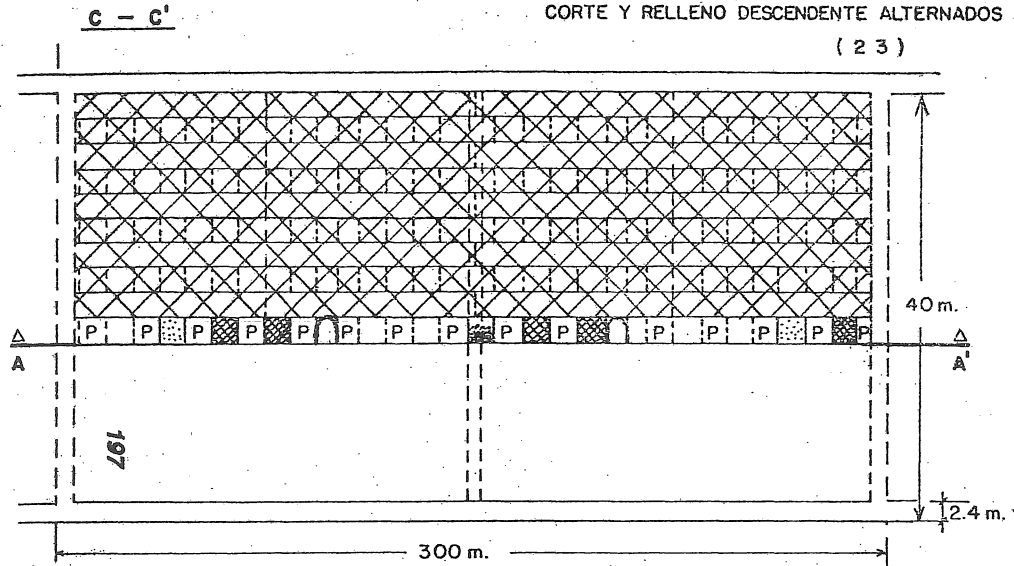
INGEMMET
DGITM

MINA CERRO DE PASCO-23

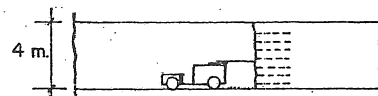
ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO DE EXPLOTACION

CORTE Y RELLENO DESCENDENTE ALTERNADOS MECANIZADO (Michi).

(2 3)



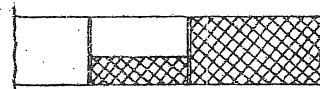
OPERACIONES UNITARIAS



Perforación



Acarreo



Relleno

PARAMETROS DEL M. E.

1- Productividad en el tajeo :	12 T/h.g.
- Consumo de explosivo. :	0.23 Kg./T.
- Metros taladros perf. :	0.83 m./T.
2- Labores preparatorias. :	2 m./1000 T.ext
3- Producción l. prepar. :	7.2 %
4- Recuperación de las reservas Geológicas:	90 %
5- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso.	Por relleno cementado.
6- Mineral roto /disparo :	145 T/disp.
7- Sostenimiento temporal :	No necesario.
8- Duración promedio de un Block :	7 años.

Asesor :

Ing. L. Fr. Nemeth.

Ing. A. Ladera.

Lima, Setiembre - 88

Ing. J. Tomás.

Dibujo : L. J. G.

24. MINA YAURICOCHA

CENTROMIN PERU S.A.

Método de Explotación: Corte y relleno descendente mecanizado

Producción: 1400 T/día

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento se presenta en forma de lentes irregulares concordantes, con las estructuras de las rocas madres, las dimensiones de los cuerpos varían de 10 a 30 m. de ancho, 1000m. de longitud y 250 m. de profundidad con buzamiento entre 75° y 80° emplazadas en calizas alteradas (techo) poco competente y granodiorita.

La mineralización es tipo de reemplazamiento metasomático de contacto con los metales útiles Ag, Cu, Pb, y Zn; el mineral es poco competente.

Las reservas de mineral llegan a 2'800,000 T (1984) entre probadas y probables con leyes de 4.5 Oz Ag/T., 1.4% de Cu, 2.1% Pb y 4.2 % Zn.

ESTRUCTURA DE LA MINA

El acceso al yacimiento es por socavones y pique.

El transporte en los niveles se realiza mediante carros mineros accionados por locomotoras eléctricas y de igual manera la extracción.

Los blocks de explotación tienen 60 m. de longitud y 40 m. de altura.

Las labores preparatorias consisten en construir galería de extracción, chimeneas con doble compartimiento, subniveles de explotación transversales ubicado en los extremos del cuerpo y chimeneas para ventilación, acceso y servicios.

METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación es corte y relleno descendente mecanizado.

A partir de la galería principal de extracción y dejando un puente de 2.5 m. se construyen subniveles de explotación de 25-30 m. en los extremos del tajeo y de caja a caja, de estos subniveles se realizan cámaras longitudinales alternados de 3 m. de ancho y 3 m. de altura, luego relleno con R/H cementado. La secuencia de minado es entre perforación, voladura, acarreo y relleno.

La perforación horizontal se realiza con máquinas Jack Leg, por dispado se obtiene 60 T. el explosivo usado es dinamita.

El acarreo se realiza con scooptrams de 1 yd³ cautivos y winches eléctricos con rastrillos.

El relleno utilizado es hidroneumático cementado, primeramente se construye una loza de 1m. de espesor con mezcla 1:6 y luego una capa de 2m. con mezcla 1:20

La ventilación es forzada mediante el uso de ventiladores eléctricos.

PARAMETROS DEL METODO DE EXPLOTACION

- 01.Productividad en el tajeo: 9T/hg
- 02.Consumo de explosivo: 0.32Kg/T
- 03.Metros de taladros perforados: 0.81m/T
- 04.Labores preparatorias: 1.2 m/1000 T. extraídas
- 05.Producción de labores preparatorias: 3%
- 06.Dilución: 5%

- 07. Recuperación de las reservas geológicas: 95%
- 08. Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso: relleno cementado.
- 09. Mineral roto por disparo: 60T
- 10. Sostenimiento temporal: cuadros y puntales de maderas
- 11. Duración promedio de un block: 5-6 años

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El método de explotación es adecuado a las condiciones del yacimiento y los parámetros de explotación son buenos.

CAPITULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 CONCLUSIONES

El Análisis del Estado Tecnológico de los Métodos de Explotación Subterránea aplicados en las minas de la mediana y gran minería del Perú, corresponde al período 1983-1989, de donde se destacan las siguientes conclusiones:

6.1.1 El estudio se llevó a cabo en base a la información de 24 minas subterráneas representativas de la mediana y gran minería en el Perú.

6.1.2 Las informaciones recopiladas y los parámetros calculados se presentan en los cuadros sintéticos 1.1 al 1.5, asociados a las características técnico-económico de cada mina y método de explotación agrupados por factores de influencia, utilizando unidades de medida correspondiente al Sistema Internacional (SI) y criterios de evaluación unitarias que permiten la comparación de los parámetros:

- Características del yacimiento
- Operaciones unitarias
- Estructura de la mina
- Características de los métodos de explotación
- Costo operativo comparativo

A fin de cuantificar, la eficiencia económica de los métodos de explotación se ha elaborado un programa computarizado para el cálculo de los costos operativos.

6.1.3 En el estudio, las 24 minas se han agrupado en 7 métodos de explotación aplicados en la mediana y gran minería subterránea, destacándose las siguientes características:

- a. El método de explotación más usado, es el Corte y Relleno Ascendente, representando el 72% del total y el 54% de las minas analizadas. Este método es aplicado con éxito en el país, por la experiencia, adaptabilidad en casi todas las condiciones de los yacimientos y perfeccionamiento de las operaciones unitarias de perforación, voladura, acarreo y relleno. Además este método asegura, el restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso durante y después de la explotación, y una plataforma de trabajo que permite el uso de todo tipo de maquinaria minera.
- b. De los métodos de explotación analizados, los de menor costo son por Almacenamiento Provisional y Subniveles; sus aplicaciones, son limitados a las condiciones de la geometría, buzamiento y características geomecánicas del yacimiento; El análisis, da la posibilidad de ampliar el uso de estos métodos en sus variantes, los mismos que dan más flexibilidad en su selección.
- c. El método de explotación por Corte y Relleno Descendente con el uso de relleno cementado es adecuado para la recuperación de pilares y explotación de yacimiento de alta ley; en el cual se eliminan las pérdidas del mineral en el relleno y brinda un alto grado de seguridad. El costo del método es alto debido al precio del cemento.

6.1.4 Para cada mina y método de explotación, se ha elaborado un esquema representativo en tres vistas; a fin de visualizar las características del método, los elementos geométricos de un block de explotación, labores de preparación y tajeo.

6.1.5 Del análisis de las características de los yacimientos se destacan:

- a. Las 24 minas estudiadas se explotan en los siguientes tipos de yacimientos.

- Vetas	44%
- Cuerpos	22%
- Mantos	19%
- Lentos	11%
- Anillos	4%

- b. Del total de las minas analizadas, 10 minas tienen reservas geológicas calculadas para menos de 5 años, debido al retraso de las labores de exploración y consecuentemente un importante retraso en las labores de desarrollo y preparación.
 - c. De las 24 minas, la mayoría no dispone de estudios sobre las características geomecánicas del mineral y de las rocas encajonantes; esto trae como consecuencia que la selección del método y la geometría de los tajeos no sean las óptimas; consecuentemente hay una baja recuperación de las reservas e influencia negativa sobre los parámetros de eficiencia.
 - d. La falta de estudios de hidrogeología, siendo estos necesarios en algunas minas.
- 6.1.6 La estructura de la mayoría de las minas analizadas no guardan relación con las dimensiones óptimas de los blocks de explotación, es así como no existe entre niveles de acceso, una altura que permita un mínimo de labores de desarrollo. Por otro lado la ubicación de estas labores de acceso al yacimiento (rampas, piques, socavones) no son las más adecuadas, lo que ha generado que alguna de estas labores principales y costosas hayan sido afectados por la influencia de la explotación, exigiendo importantes gastos de mantenimiento, interrupción de la producción y disminución de la recuperación de las reservas.
- 6.1.7 Salvo pocas excepciones la producción de las minas analizadas no se correlaciona con las reservas de mineral, el coeficiente de recuperación de las reservas, la dilución y la duración de la unidad minera; en consecuencia el ritmo de explotación del yacimiento no asegura parámetros técnicos y económicos óptimo para la explotación racional del yacimiento.
- 6.1.8 Tres minas importantes organizan su actividad en guardias de 12 horas de duración. Como consecuencia de este hecho el personal minero no puede desarrollar una actividad con buena productividad; el coeficiente de utilización del parque de equipos es bajo, y la dispersión de los tajeos grande.
- 6.1.9 En algunas minas analizadas, con alto grado de mecanización, que cuentan con equipo diesel, estas no dispone de una ventilación principal y secundaria adecuada, produciendo como consecuencia que el control del medio ambiente no este en concordancia con las leyes de seguridad vigente, se debe destacar que la mala ventilación alarga el ciclo de minado y conduce a la disminución de la productividad.
- 6.1.10 Del análisis de las operaciones unitarias en tajeos (perforación, voladura, acarreo, relleno y sostenimiento), de la mediana y gran minería peruana, se concluye que estos utilizan equipos de alta eficiencia técnica.
Es recomendable el uso de equipos de acarreo LHD eléctricos en algunas minas ubicadas a gran altitud. Los parámetros como factor de potencia y longitud de taladros consumidos por tonelada de mineral son generalmente aceptables. El uso del ANFO es casi general, lo que ha permitido disminuir los costos operativos.

En las minas analizadas el sostenimiento en tajeos con puntales de madera y pernos se usa opcionalmente en zonas de inestabilidad.
- 6.1.11 En el Método de Corte y Relleno Ascendente el uso del relleno hidráulico se viene aplicando gradualmente en casi todas las minas estudiadas debido a las siguientes ventajas:
- Es un relleno de buena calidad, disponible y permite altas capacidades de relleno en un tajeo.
 - Evita en gran parte la contaminación ambiental por los relaves así como disminuye los problemas de deposición en canchas de relaves.
 - Su costo de operación es bajo en comparación con el relleno convencional (mecánico)
 - Permite una distribución controlable y operativa en los tajeos.
 - Su grado de compactación permite el ingreso de equipo en corto tiempo.
- El relleno hidráulico cementado se usa con buenos resultados en los casos del método de explotación por corte y relleno descendente, cuando el yacimiento se ubica debajo de obras civiles y el mineral es de alta ley.
- 6.1.12 A fin de evaluar la eficiencia de los métodos de explotación, en el presente estudio han sido definidos y analizados el índice de labores de preparación de 1000 toneladas de mineral

extraído y la producción del mineral proveniente de labores de preparación. El volumen de las labores de preparación influye en el costo del mineral extraído de un block de explotación, debido a que las labores de preparación implica costos de 2 hasta 5 veces mayor por una tonelada de mineral extraído en un tajeo; en este sentido, la eficiencia de los métodos de explotación de las 24 minas analizadas esta comprendido entre 1.3 m/1000 T. y 12.7 m/1000 T- promedios por método de explotación e indica la posibilidad de racionalizar estas. La participación de las labores de preparación en el costo operativo de extracción por block en los métodos de explotación y minas analizadas es:

METODO DE EXPLOTACION	%
- Cámaras y Pilares	16.7
- Almacenamiento Provisional	33.4
- Subniveles	24.4
- Cráteres Verticales en Retroceso	33.3
- Corte y Relleno Ascendente	23.8
- Corte y Relleno Descendente	11.1

6.1.13 Las dimensiones de los blocks de explotación promedio se presentan en el cap. V, de los 24 esquemas representativas. Los criterios para dimensionar los blocks de explotación se presentan en el capítulo III, numeral 4.2; el objetivo es diseñar blocks de explotación con dimensiones óptimas, a fin de asegurar:

- La concentración de la producción en menor número de tajeos.
- El desarrollo de las operaciones unitarias en condiciones óptimas.
- Un mínimo de labores de preparación

6.1.14 Los métodos de explotación analizados fueron clasificados según la modalidad del restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso durante y después de la extracción del mineral.

El restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso sirve para asegurar:

- La continuidad de la explotación en condiciones de seguridad; la protección de la superficie, y las labores principales de acceso al yacimiento. Del presente, estudio se desprende que el 29% de las minas dejan vacíos abandonados después de la explotación y el 71% aseguran el restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso por operaciones de relleno. El relleno de los vacíos creados por la explotación implica costos adicionales, los cuales son compensados por la mayor seguridad en la explotación, el alto grado de recuperación de las reservas y la protección del medio ambiente. Cabe mencionar, que el caso de los vacíos abandonados la mayoría de las unidades mineras no aseguran el aislamiento de estas zonas, perturbando la ventilación y la seguridad en las operaciones de explotación.

6.1.15 Al final del capítulo III/4.2 "Características de los métodos de explotación" se han analizado 5 parámetros, los que resultan del diseño del método de explotación, de las operaciones unitarias y de la organización de la mina, y son:

a). Dilución	(%)
b). Recuperación de Reservas	(%)
c). Mineral roto por disparo	(T)
d). Productividad en tajeo	(T/h. g.)
e). Productividad en subterránea	(T/h.g.)

Estos parámetros tienen incidencia en la determinación de la capacidad de producción de la mina y en eficiencia técnica y económica del método de explotación, teniendo en cuenta las condiciones naturales del yacimiento y la tecnología de la explotación seleccionada.

- a). La dilución genera costos complementarios de transporte, trituración, molienda y concentración, pero al mismo tiempo, disminuye los costos de extracción debido al uso de métodos de explotación de alta productividad.

La influencia de la dilución sobre el costo del concentrado es presentado en el numeral 4.4 . Del estudio se destaca la relación entre el método de explotación y la dilución.

METODO DE EXPLOTACION	%DE DILUCION
- Cámaras y pilares	5-10
- Almacenamiento Provisional	15-50
- Subniveles	5-25
- Cráteres verticales	17
- Corte y relleno ascendente pot. 0.2-3.0 m	10-35
- Corte y relleno ascendente pot. 3.0-6.0m.	15
- Corte y relleno ascendente mas de 12 m	5-10
- Corte y relleno descendente	5

La variación de la dilución dentro de un mismo método de explotación se debe a la potencia variable de los yacimientos..

b). Del análisis efectuado en las minas estudiadas y de acuerdo al método de explotación se tiene los siguientes valores del parámetro de recuperación de reservas:

METODO DE EXPLOTACION	% DE RECUPERACION
- Cámaras y pilares	75
- Almacenamiento Provisional	85
- Subniveles	80-95
- Cráteres verticales	60
- Corte y relleno ascendente	45-95
- Corte y relleno descendente	90-95

En el caso del método de explotación corte y relleno ascendente, solo tres minas tienen baja recuperación, debido a los pilares de mineral dejados en el tajeo y la realización de labores de desarrollo en mineral.

c). El volumen de mineral roto por disparo en un tajeo está en relación a la concentración de la producción en menos tajeos y la reducción de interrupciones inevitables debido al disparo. En este estudio, se ha analizado la relación entre el método de explotación, las condiciones naturales del yacimiento y la obtención del mayor volumen de mineral roto por disparo.

d). La productividad es un parámetro importante para medir la eficiencia de un proceso y tecnología minera. Del análisis, de este parámetro en las minas estudiadas se formula las siguientes conclusiones:

- Para cada método de explotación la productividad está relacionado con las condiciones del yacimiento; especialmente la potencia.
- En los métodos de explotación por Cámaras y Pilares, almacenamiento Provisional y Corte y Relleno Descendente, la productividad es alrededor del 10 t/ hg.
- En los metodos de explotación por subniveles y cráteres verticales, es de 20 t/hg.
- La aplicación del método de explotación por Corte y Relleno Ascendente, registra una productividad promedio de 12 t/hg en 13 minas estudiadas. Algunas minas, como San Vicente (20 t/hg), Milpo (38t/hg), Orcopampa (19 t/hg), Cobriza (38 t/hg), sobrepasan el promedio, debido a su diseño, alta mecanización y condiciones del yacimiento.

Del análisis de los resultados se concluye la posibilidad de mejorar la productividad en las operaciones mineras estudiadas; para el cual, se dan las recomendaciones en el capítulo 6.2.

e). La productividad subterránea es de 2 a 5 veces más baja que la productividad en los tajeos. En el caso de 10 minas tienen una variación entre 2.5 a 5 veces. La baja de la productividad en mas de 2.5 veces se debe a la operación propia de la mina.

6.1.16 El análisis de los parámetros de explotación presentados en el estudio , destaca la importancia de estos parámetros en la caracterización de la eficiencia de los métodos de explotación, sus relaciones recíprocas y participación en el costo operativo comparativo. Para cuantificar, en base a criterios técnicos, la influencia de los parámetros característicos de cada método de explotación. INGEMMET ha elaborado un programa para el tratamiento computarizado de cálculo del costo operativo en tajeos, teniendo en cuenta los siguientes aspectos:

- El método de explotación, características naturales del yacimiento, operaciones unitarias y organización del trabajo.
- Los consumos específicos recopilados y calculados.
- Los precios de los materiales, combustible, energía, equipos e insumos mineros; expresados en dólares bancarios vigente a Mayo de 1989.
- Las labores preparatorias específicas para cada método de explotación.

El costo operativo es expresado en dólares bancarios por tonelada de mineral extraído.

El costo de las operaciones unitarias; perforación, voladura, acarreo, relleno y sostenimiento ha sido calculado para cada proceso y equipo, considerando los elementos de cálculo; energía, materiales , lubricantes, mano de obra, mantenimiento, depreciación del equipo y otros gastos (ver capítulo III-5). La estructura del costo operativo, se ha elaborado en base a criterios de experiencia profesional, usando unidades de medida vigente en el Perú (S.I.M.)

La flexibilidad del programa computarizado permite actualizar precios, y modificar las relaciones matemáticas a fin de establecer la actualización de los costo operativos.

6.1.17 La utilización del programa computarizado para cuantificar el costo operativo de un block de explotación, considerando el método seleccionado y sus parámetros característicos; resulta:

METODO DE EXPLOTACION	COSTO \$/T
- Cámaras y pilares	5.71
- Almacenamiento provisional	3.85
- Subniveles	3.90
- Cráteres verticales	3.92
- Corte y relleno ascendente	5.67
- Corte y relleno descendente	6.98

El estudio a confirmado que los métodos de explotación de menor costo son por Almacenamiento Provisional, Subniveles, y Cráteres Verticales.

El costo en el método por Corte y Relleno Ascendente con 5.67 \$/t, se puede considerar como eficiente para diferentes condiciones de yacimientos, con posibilidades de mejorar sus operaciones unitarias y disminuir el costo operativo promedio.

6.1.18 En el capítulo IV, se presenta la evaluación estadística de las informaciones como:

- Método de explotación usados.
- Ubicación de las minas sobre el nivel del mar
- Potencia y buzamiento del yacimiento
- La productividad en tajeos y subterránea
- Recuperación de reservas
- Costo operativo comparativo

6.1.19 En el capítulo V, se presentan los resúmenes de las 24 minas y sus respectivos esquemas de cada método de explotación representativo. A fin de buscar las posibilidades de mejorar la eficiencia de las operaciones de minado, se han propuesto elaborar más de 20 estudios; los cuales podrán mejorar la tecnología y los parámetros de la actividad extractiva de las unidades mineras analizadas.

6.2 RECOMENDACIONES

De las conclusiones del estudio "Análisis del Estado Tecnológico de los Métodos de Explotación Subterránea", se desprenden las recomendaciones que conllevan a mejorar la eficiencia de la tecnología de explotación, desde el punto de vista tecnológico y técnico-económico.

Las recomendaciones puntuales de los métodos de explotación de las 24 minas se presentan al final de su respectivo resumen en el capítulo V. En el presente capítulo se dan recomendaciones generales válidas para las minas estudiadas.

- 6.2.1 En el perfeccionamiento de los parámetros en sus diversas variantes del método por Subniveles; que favorezcan la recuperación de las reservas geológicas, productividad, concentración de la producción y seguridad; se recomienda, analizar la aplicación del método para optimizar la explotación del yacimiento donde las condiciones naturales sean adecuadas.
Cabe mencionar que su aplicación de este método, permite alcanzar productividades hasta 60 T/hg (incluyendo relleno) y bajos costos de explotación. La seguridad, es de alto grado debido a que no es necesario el ingreso del personal minero en el tajeos y las operaciones de perforación, voladura, acarreo y relleno, se ejecutan a partir de los subniveles.
- 6.2.2 Optimizar el ciclo de las operaciones unitarias, a fin de asegurar una mejor utilización del tiempo operativo del personal y equipo; de esta manera, aumentar la productividad en los tajeos.
- 6.2.3 Elaborar estudios de mecánica de rocas, a fin de optimizar las dimensiones de las excavaciones mineras y pilares, en relación al método de explotación y a las condiciones geomecánicas del yacimiento. Así mismo, para evaluar la estabilidad del restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso y la protección de la superficie, se debe implementar controles instrumentales In -Situ.
- 6.2.4 Realizar estudios que correlacionen las reservas geológicas del yacimiento con la capacidad óptima de producción y los parámetros básicos del método de explotación. Estudiar alternativas a fin de mejorar las operaciones en las minas analizadas motivo del estudio.
- 6.2.5 Realizar estudios hidrogeológicos en las minas donde existen abundante filtraciones de agua emplazadas en rocas con posibilidad de acumulación.
- 6.2.6 El avance de la explotación tanto horizontal como en profundidad; en algunas minas, ha cambiado las condiciones naturales del yacimiento. Para estos casos, se recomienda la selección de un método de explotación de alta eficiencia adecuado a las nuevas condiciones del yacimiento, teniendo en cuenta que el cambio del método en una mina en producción implica un nuevo concepto de explotación y cambio de actitud del personal. Implementar uno ó dos tajeos pilotos antes de generalizar el método. Esta recomendación, es válida para mejorar la recuperación de las reservas en algunas minas estudiadas, cambiando los métodos de explotación selectivos por métodos de explotación en masa.
- 6.2.7 Elaborar estudios de ventilación en minas, con mayor incidencia donde utilizan equipos diesel. Las condiciones de ventilación debe asegurar un ambiente adecuado para el personal y equipo minero.
- 6.2.8 Estudiar la posibilidad técnica y económica del uso de equipos mineros accionados por motores eléctricos, teniendo en cuenta que la mayoría de las minas analizadas, están ubicadas a más de 3,000 m.s.n.m.
- 6.2.9 En caso de la aplicación de los métodos de explotación por Vacíos Abandonados; se recomienda:
 - Explotación concentrada y en retirada.
 - Aislar los vacíos abandonados para evitar el acceso del personal y su influencia en la red de ventilación

- 6.2.10 Realizar estudios de investigación para la aplicación de la tecnología del corte directo en tajeos pilotos con el uso de equipos de minado continuo tipo Paurat y el transporte hidráulico de mineral complementario al sistema continuo.
- 6.2.11 A fin de asegurar la continuidad de la operación minera y el uso óptimo del equipo y la racionalización del personal; se debe tener en cuenta:
- Las labores de desarrollo deben adelantarse a la producción en 2 a 3 años.
 - Las labores de preparación debe adelantarse a la producción en 6 meses a 1 año.
- 6.2.12 Intensificar el uso del relleno hidráulico, por su eficiencia técnica, bajo costo y protección del medio ambiente por la utilización de los relaves. El uso de relleno hidráulico cementado así como otros tipos de sistemas de relleno se justifica cuando las condiciones de explotación lo requieran.
- 6.2.13 En el caso de las minas donde la productividad subterránea es 2.5 veces menor que la productividad en tajeos; se recomienda realizar estudios para optimizar las operaciones de minado, racionalizar el equipo y personal de mina y por consiguiente mejorar la productividad.
- 6.2.14 Realizar estudios de investigación para determinar las pérdidas de mineral en la plataforma del tajo formado por el relleno en el método por Corte y Relleno Ascendente.
- 6.2.15 Para clausurar una operación minera, es necesario realizar un estudio de carácter técnico-legal y adoptar medidas de seguridad para evitar consecuencias posteriores que podrían surgir por las excavaciones mineras abandonadas.
- 6.2.16 El estudio , Análisis del Estado Tecnológico de los Métodos de Explotación Subterránea aplicados en la mediana y gran minería en el período 1983-1989, constituye un primer intento para evaluar la eficiencia de los métodos de explotación en base a parámetros característicos, sus interacciones recíprocas y su influencia sobre el costo operativo comparativo.

El costo operativo comparativo de un tajeo se ha determinado con el fin de disponer de un índice representativo para la evaluación y comparación de la eficiencia de una operación minera y cuantifica la participación de los parámetros técnico-económicos en el costo total de extracción de mineral de un block de explotación.

El Análisis del Estado Tecnológico de la Explotación de los Métodos de explotación de minas subterráneas realizado en el período 1983-1989 debe ser actualizado cada 5 años; complementado con estudios de "Análisis del Estado Tecnológico de las Labores Mineras de Avance", y "Análisis del Estado Tecnológico de la Explotación a Cielo Abierto"; a fin de disponer de documentos técnicos científicos actualizados del estado tecnológico de la explotación de minas en el Perú.

AGRADECIMIENTO

SE AGRADECE AL COMITE DE GESTION PARA LA INVESTIGACION Y CAPACITACION UNIVERSITARIA EN GEOLOGIA, MINERIA Y METALURGIA QUE ESTA CONSTITUIDO POR INGEMET, CONCYTEC, CONDESTABLE, UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA, UNIVERSIDAD CATOLICA DEL PERU Y UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS Y CUYA PRESIDENCIA RECAE EN LA PRESIDENTA DE INGEMET; POR FINANCIAR LA IMPRESION DEL PRESENTE ESTUDIO.