

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

Optimización del método de explotación corte y relleno ascendente por la Empresa

Minera INCIMMET en la Unidad El Porvenir - 2018

Para Optar el Título Profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor: Bach. Giancarlos Ever PUCUHUANCA TTITO

Asesor: Ing. Joel Enrique OSCUVILCA TAPIA

Cerro de Pasco - Perú - 2019

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

Optimización del método de explotación corte y relleno ascendente por la Empresa

Minera INCIMMET en la Unidad El Porvenir - 2018

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO Ing. Toribio GARCIA CONTRERAS

PRESIDENTE

MIEMBRO

Ing. Rosas FLORES MEJORADA

MIEMBRO

DEDICATORIA

La presente investigación está dedicada a la memoria de mis padres Tomasa Ttito Ttito y Elias Pucuhuanca Sullca por haberme forjado en la persona que soy en la actualidad, a mis hermanas, a mi pareja Kathy por el apoyo incondicional. a mi alma mater la UNDAC por haberme formado profesionalmente.

RESUMEN

La Unidad El Porvenir de la Compañía Minera Milpo S.A.; En lo que corresponde a costos de producción, El Porvenir ha mantenido su liderazgo, ubicándose a nivel mundial en el tercer puesto de las empresas con costos más bajos.

Respecto a sus recursos e estimaciones minerales, los programas de exploración desarrollados, ciclo de minado, en esta Unidad han dado resultados positivos, tal como se reporta en el presente proyecto de investigación.

Considerando la reducción de los costos, se necesita primero conocer cada uno de los procesos de las operaciones, teniendo como detalle fundamental el ciclo de minado, se debe identificar las debilidades en el proceso de las operaciones, siendo el objetivo Optimizar el meto de explotación Corten y Relleno Ascendente, para incrementar la producción. La hipótesis a demostrar es: La optimización de Ciclo de minado por parte de la Empresa Contratista INCIMMET, en la Unidad El Porvenir de la Compañía Minera Milpo S.A. La naturaleza de la investigación es del tipo aplicativo y diseño descriptivo.

Mejorar la productividad es clave para mejorar el nivel de vida de la sociedad y sistema ya que repercute en incrementar los sueldos y más rentabilidad para el capital invertido, incentivando la inversión, el crecimiento de empleo y el crecimiento de la economía.

Así también establecer nuevos estándares operativos para lograr el mayor rendimiento y por ende mejorar el nivel de producción de la Unidad el Porvenir.

Palabras Clave: Reducción de costos, Mejora de la productividad.

ABSTRACT

The El Porvenir Unit of Compañía Minera Milpo S.A.; In what corresponds to production costs, El Porvenir has maintained its leadership, ranking worldwide in third place of companies with lower costs.

Regarding its mineral resources, the exploration programs developed, the mining cycle, in this Unit have produced positive results, as reported in this research project.

Considering the reduction of costs, it is first necessary to know each of the operations processes, taking into account the mining cycle, the weaknesses in the operations process must be identified, the objective being to optimize the exploitation method Corten y Upward Filling, to increase production. The hypothesis to be demonstrated is: The Mining Cycle Optimization by the INCIMMET Contractor Company, in the El Porvenir Unit of the Compañía Minera Milpo S.A. The nature of the research is of the application type and descriptive design.

Improving productivity is key to improving the standard of living of society, as it has an impact on increasing salaries and more profitability for invested capital, encouraging investment, job growth and economic growth.

Thus also establish new operating standards to achieve the highest performance and therefore improve the level of production of the El Porvenir Unit.

Keywords: Costs Reduction, Productivity improvement.

INTRODUCCION

En la Unidad Minera El Porvenir, el año 2007, se iniciaron las inversiones para incrementar a partir de julio de 2008, la capacidad de producción a 5,000 toneladas de mineral por día (tpd), lo que se incrementaría en el 2009 - 2013 a 5,500 tpd, y así sucesivamente proyectándose llegar a 10,000 tpd de acuerdo con el plan que se viene desarrollando.

En lo que corresponde a costos de producción, El Porvenir ha mantenido su liderazgo, ubicándose a nivel mundial en el tercer puesto de las empresas con costos más bajos.

Respecto a sus recursos minerales, los programas de exploración desarrollados en esta Unidad han dado resultados positivos.

Exploración En el año, se efectuaron 32,546 metros de perforación diamantina, estando la exploración orientada a los siguientes objetivos principales:

- Ampliación y confirmación de áreas económicas, Recategorización de recursos y Profundización.
- Explotación en el año, la procedencia del mineral extraído en la mina fue principalmente de los tajos.
- Servicios: El consumo de energía eléctrica en el 2007 fue de 71'399,903 KWH, habiendo generado el 31% a través de la Central Hidroeléctrica La Candelaria, así como de la Central Térmica, ambas de propiedad de la empresa MILPO. El 69% del consumo fue provisto por Termoselva. Durante el año, se continuó con el énfasis en el control de la máxima demanda coincidente con el SINAC, para lo cual se utilizan grupos electrógenos en determinados períodos de tiempo, con la finalidad de lograr importantes ahorros de costos.

- Por el lado de la planta concentradora, se realizaron los mantenimientos bimestrales de acuerdo con lo programado anualmente.

Inversiones en Activo Fijo y Proyectos: En el año, se realizaron inversiones en activos fijos y proyectos por un total de US\$ 19.8 millones. Las principales inversiones fueron la instalación de una segunda línea de bombeo de agua por el pique del Nv. -1230 al Nv. - 450; la construcción de la carretera de acceso a la Presa de Relaves; el recrecimiento de la Presa de Relaves; la adquisición de equipos de última tecnología para la empresa como el cabolt, locomotoras, jumbo, scissor bolter, tractor, scissor , scoop, montacargas, camionetas, bombas, ventiladores, equipos de rescate, equipos de perforación DDH, entre otros. Adicionalmente, se construyeron nuevas oficinas administrativas, se amplió el laboratorio químico con mayor dotación de equipamiento, se mejoró la sección de despacho de concentrado y se amplió el circuito de flotación de zinc, entre otras mejoras relacionadas con la optimización de la planta concentradora.

Es muy importante tener en consideración todo el proceso del método de minado, para controlar la dilución que se pudiera generar por algún aspecto no considerado en el proceso, lo cual conlleva a un incremento de inversión y por ende a un mal desarrollo de las operaciones mineras. Por lo que se consideró fundamentalmente optimizar el método de explotación por corte y relleno ascendente por parte de la Empresa Minera INCIMMET en la Unidad “El Porvenir”, desarrollada en la presente Tesis.

Una variable muy importante es el precio de los metales internacionales , el cual no puede ser controlado por las empresas mineras, es por ello que actualmente todas las minas del mundo realizan grandes esfuerzos de ingeniería e incluso abren concursos públicos por obtener ideas o proyectos que permitan reducir sus costos, en especial los costos operativos y en otros casos por maximizar sus operaciones adecuando y

acondicionando sus métodos de minado, para reducir la dilución y maximizar las operaciones.

INDICE

DEDICATORIA

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCION

INDICE

INDICE DE ILUSTRACIONES

INDICE DE TABLAS

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1	IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACION DEL PROBLEMA	1
1.2	DELIMITACION DE LA INVESTIGACION.....	2
1.3	FORMULACION DEL PROBLEMA	2
	1.3.1 PROBLEMA GENERAL	2
	1.3.2 PROBLEMAS ESPECIFICOS	2
1.4	FORMULACIÓN DE OBJETIVOS	3
	1.4.1 OBJETIVO GENERAL	3
	1.4.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS	3
1.5	JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACION	3
1.6	LIMITACIONES DE LA INVESTIGACION	4

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1	ANTECEDENTES DE ESTUDIO	5
2.2	BASES TEÓRICAS - CIENTÍFICAS.....	9
2.2.1.	¿QUÉ ES LA PRODUCTIVIDAD?	9
2.2.2	MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (Over Cut and fíl).....	11
2.2.3	CONSIDERACIONES PARA EL MÉTODO ANTES DE LA EXPLOTACIÓN	12
2.2.4	ASPECTOS GENERALES DE LA MINA	16
2.3	DEFINICION DE TERMINOS BASICOS	27
2.4	FORMULACION DE HIPOTESIS	32
2.4.1	HIPOTESIS GENERAL	32
2.4.2	HIPOTESIS ESPECIFICAS	32
2.5	IDENTIFICACION DE LAS VARIABLES	32
2.6	DEFINICION OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES	33

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1	TIPO DE INVESTIGACIÓN.	34
3.2	METODOS DE INVESTIGACION.....	34
3.3	DISEÑO DE LA INVESTIGACION	35
3.4	POBLACION Y MUESTRAS	35

3.5	TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS.....	36
	3.5.1 TÉCNICAS	36
	3.5.2 INSTRUMENTOS	36
3.6	TECNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANALISIS DE DATOS.	37
3.7	TRATAMIENTO ESTADISTICO	37
3.8	SELECCION, VALIDACION Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACION	37
3.9	ORIENTACION ETICA	38

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO	39
	4.1.1 DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	39
	4.1.2 CICLO DE MINADO	44
	4.1.3 CONDICIONES GEOMECANICAS DE LA MASA ROCOSA	55
4.2.	PRESENTACIÓN, ANALISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	57
	4.2.1 RENDIMIENTOS EN PERFORACIÓN.....	57
	4.2.2. DIAGNOSTICO DE LOS RENDIMIENTOS EN VOLADURA.....	66
	4.2.3. DIAGNOSTICO DE LOS RENDIMIENTOS EN LIMPIEZA Y ACARREO.....	70
	4.2.4. DIAGNOSTICO DE LOS RENDIMIENTOS EN SOSTENIMIENTO CON PERNOS SPLIT SET	75

4.2.5. DIAGNÓSTICO DE LOS RENDIMIENTOS EN SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE	79
4.2.6. RESUMEN DE LOS DIAGNÓSTICOS DE LOS RENDIMIENTOS PROGRAMADOS Y REALES	83
4.2.7. EVALUACIÓN DE RENDIMIENTOS DEL CICLO DE MINADO..	90
4.3. PRUEBA DE HIPOTESIS	93
4.4. DISCUSION DE RESULTADOS.....	93
4.4.1. COSTOS	93
4.4.2. COMPARACIÓN DE COSTOS UNITARIOS OPERATIVOS PROGRAMADO Y REAL.....	107
CONCLUSIONES	
RECOMENDACIONES	
BIBLIOGRAFÍA	
ANEXOS	

INDICE DE ILUSTRACIONES

ILUSTRACIÓN 1. VISTA PANORÁMICA DE LA CIA. MINERA MILPO – UND. EL PORVENIR	17
ILUSTRACIÓN 2. MAPA DE ACCESIBILIDAD VIAL	18
ILUSTRACIÓN 3. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO CON ACCESO LIBRE CON PERFORACIÓN BREASTING.....	41
ILUSTRACIÓN 4. CORTES ESTÁNDAR DEL BREASTING ALTURAS Y GRADIENTES.....	42
ILUSTRACIÓN 5. VISTA GENERAL MINA EL PORVENIR.	43
ILUSTRACIÓN 6, CICLO DE MINADO PARA LA U.M. EL PORVENIR.	45
ILUSTRACIÓN 7. JUMBO AXERA T08.....	47
ILUSTRACIÓN 8. DISEÑO DE LA MALLA DE VOLADURA EN TRAPECIO PARA UN FRENTE EN BREASTING.....	49
ILUSTRACIÓN 9. DISEÑO DE LA MALLA DE VOLADURA FILA POR FILA PARA UN FRENTE EN BREASTING.....	49
ILUSTRACIÓN 10. LA EFICIENCIA Y CONTROL SOBRE UNA VOLADURA (CAÑAS VISIBLES).	50
ILUSTRACIÓN 11. ANFO LOADER REALIZANDO EL CARGUÍO EN UN FRENTE EN BREASTRING.....	50
ILUSTRACIÓN 12, MANGAS DE VENTILACIÓN QUE PROPORCIONAN AIRE FRESCO A LOS FRENTE DE TRABAJO.....	52
ILUSTRACIÓN 13. SCOOP CATERPILLAR DE 6 YARDAS CÚBICAS	53
ILUSTRACIÓN 14. PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO.	55

INDICE DE TABLAS

TABLA 1. CRITERIOS PARA LA CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA.	56
TABLA 2. RENDIMIENTO EN PERFORACIÓN.....	57
TABLA 3. RENDIMIENTO EN PERFORACIÓN PROGRAMADO Y REAL.	61
TABLA 4. RENDIMIENTO DE VOLADURA PROGRAMADO Y REAL.	67
TABLA 5. RENDIMIENTO DE VOLADURA PROGRAMADO Y REAL.	68
TABLA 6. RENDIMIENTO EN LIMPIEZA - ACARREO PROGRAMADO Y REAL.	70
TABLA 7. RENDIMIENTO DE LIMPIEZA-ACARREO PROGRAMADO Y REAL.	73
<i>TABLA 8. RENDIMIENTOS DE SOSTENIMIENTO DE LOS PERNOS SPLIT SET, PROGRAMADO Y REAL</i>	76
TABLA 9. RENDIMIENTO DE SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET, PROGRAMADO Y REAL.	78
TABLA 10. RENDIMIENTOS PARA EL LANZAMIENTO DE SHOTCRETE VÍA SECA, PROGRAMADO Y REAL.	79
TABLA 11. RENDIMIENTOS PARA EL LANZADO DE SHOTCRETE VÍA SECA, PROGRAMADO Y REAL.	81
TABLA 12. RESUMEN DEL DIAGNÓSTICO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE VOLADURAS EN AVANCE Y EN BREASTING, PROGRAMADO Y REAL.	85
TABLA 13. RESUMEN DEL DIAGNÓSTICO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE LIMPIEZA – ACARREO EN DESARROLLOS Y EN LABORES DE PRODUCCIÓN, PROGRAMADO Y REAL.	86

TABLA 14. RESUMEN DEL DIAGNÓSTICO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE SOSTENIMIENTO CON PERNO SPLIT SET.....	87
TABLA 15. RESUMEN DEL DIAGNÓSTICO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE.....	89
TABLA 16. CICLO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE UN FRENTE DE 6.5 M X 6 M, PROGRAMADO Y REAL.	90
TABLA 17. CICLO DE MINADO EN LABORES DE PRODUCCIÓN	92
TABLA 18. COMPARACIÓN DE COSTO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS.	94
TABLA 19. COSTOS DE LAS OPERACIONES UNITARIAS EN TAJOS.	100
TABLA 20. COMPARACIÓN ENTRE LOS COSTOS PROGRAMADO Y REAL.	107

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1 Identificación y Determinación del Problema

En la actualidad, la minería en el mundo se desenvuelve en un ambiente cada vez más competitivo día a día, básicamente por la inestabilidad de los precios de los productos metálicos y no metálicos en los mercados nacionales e internacionales, de esta manera las minas se han visto obligados a incrementar su producción, incorporando tecnología y ciencia en las actividades, igualmente en las condiciones de seguridad y las restricciones ambientales cada día más exigentes, entre otros aspectos.

Por lo tanto, para la optimización del método de explotación planteado y el incremento de la producción para hacer del yacimiento minero un negocio lucrativo y rentable, es necesario optimizar netamente el método de explotación valiéndonos del apoyo de nuevas tecnologías, estándares óptimos de trabajo que nos permita contar con un diseño optimo y plan de minado para dicha explotación trayendo consigo mayores ingresos en la actualidad.

1.2 Delimitación de la Investigación

Los resultados de este estudio recomendarán los pasos y acciones a seguir en el afán de completar y reforzar la información necesaria para pasar al siguiente nivel de desarrollo del estudio con información más detallada. Este estudio plantea la necesidad de una reflexión netamente estratégica gerencial, que es el proceso llevado a cabo en la mente del Gerente General y de la gente clave que se halla a su alrededor y que le ayudará a determinar el aspecto y rumbo de la empresa en el futuro en lo que respecta a control de pérdidas. Haciendo que la solución de sus problemas sea con mayores fortalezas y oportunidades, al controlar las amenazas y debilidades en el entorno e interno de las empresas mineras.

1.3 Formulación del Problema

1.3.1 Problema General

¿Cómo efectuar la optimización del método de explotación corte y relleno ascendente para incrementar la producción de la Empresa Minera INCIMMET en la UNIDAD EL PORVENIR – CIA MINERA MILPO S.A.A.?

1.3.2 Problemas Específicos

- a. ¿Cuáles son las propiedades del macizo rocoso para la optimización del corte y relleno ascendente de la Empresa Minera INCIMMET en la UNIDAD EL PORVENIR - CIA MINERA MILPO S.A.A.?
- b. ¿Cuáles son los parámetros geotécnicos para optimizar el método de explotación de corte y relleno en la Empresa Minera INCIMMET en la UNIDAD EL PORVENIR – CIA MINERA MILPO S.A.A.?

La optimización del método de explotación corte y relleno ascendente, exige un mayor rendimiento en las operaciones unitarias de explotación (tajeos) para así incrementar la producción y obtener una mayor utilidad.

1.4 Formulación de Objetivos

1.4.1. Objetivo General

Efectuar la optimización del método de explotación corte y relleno ascendente para incrementar la producción de la Empresa Minera INCIMMET EN LA UNIDAD EL PORVENIR - CIA. MINERA MILPO S.A.A

1.4.2. Objetivos Específicos

- a. Establecer las propiedades del macizo rocoso para la optimización del corte y relleno ascendente de la Empresa Minera INCIMMET EN LA UNIDAD EL PORVENIR - CIA. MINERA MILPO S.A.A.
- b. Determinar los parámetros geotécnicos para optimizar el método de explotación de corte y relleno en la Empresa Minera INCIMMET EN LA UNIDAD EL PORVENIR - CIA. MINERA MILPO S.A.A.

1.5 Justificación De La Investigación

La explotación de minerales, no es más que un elemento de las operaciones mineras complejas que conllevan a la obtención del metal, los problemas de la explotación no pueden resolverse independientemente de todo el proceso complejo en referencia, así un método de explotación que no permitiese dejar en el tajeo las inclusiones estériles de la masa mineralizada podría llevar consigo

un aumento totalmente prohibitivo de los gastos de concentración y habrá que rechazarlo, por ende.

Esta investigación surge de la necesidad de aprovechar al máximo el potencial de producción de dicho yacimiento minero optimizando el diseño y ciclo de minado, aplicando nuevos indicadores fundamentales.

Con el propósito de estar firmemente inmersos dentro de las empresas competitivas, es decir de aquellas que crecen sostenidamente en el rubro minero, nace la inquietud de mi parte para este fin, con lo cual se cuenta con una serie de herramientas comunes en toda empresa como son: diseño planeamiento y control operativo, tecnologías informáticas y sistemas de información.

La empresa cuenta con personal profesional y auxiliar con capacidad para realizar este tipo de estudio.

1.6 Limitaciones de la Investigación

En cuanto a limitaciones no se tuvo ya que la empresa minera nos proporcionó todas las facilidades para la elaboración del presente trabajo de investigación.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes De Estudio

**“OPTIMIZACIÓN DE COSTOS AL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN
SUBTERRÁNEA EN LA VETA KATHY DE LA EMPRESA PRODUMIN
S.A.”**

**Proyecto Integrador a presentar como requisito para obtener el Título de
Ingeniero de Minas - AUTOR: Roberto Darío Villacrés Garcés - Facultad
de Ingeniería en Geología Minas Petróleos y Ambiental - Universidad
Central del Ecuador**

La minería subterránea (underground mining) ha sufrido un gran desarrollo tecnológico al pasar de los años , el cual va encaminado con una gestión de costos que economicen al máximo todas las operaciones tanto superficiales como subterráneas de la mina. La empresa minera PRODUMIN S.A operadora

en la concesión minera “Bella Rica”, ubicada en la provincia del Azuay, cantón y parroquia Camilo Ponce Enríquez, explota por el método de corte y relleno de forma ascendente, para lo cual cuenta con los permisos de ley como pequeña minería siendo una producción de 100 Ton/día, con un aproximado de 500 empleados en interior y exterior mina. La explotación que actualmente realiza la empresa minera, no son de una manera técnica, con lo cual se plantea el trabajo investigativo para la reducción de costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado mediante la implementación y optimización de los estándares de toda la operación.

**“OPTIMIZACIÓN DE LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA UNIDAD
CERRO CHICO”**

**Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas, que presenta el bachiller:
Luis Alberto Mendieta Britto – Pontificia Universidad Católica del Perú**

El presente estudio de investigación tiene como objetivo analizar alternativas que permitan una reducción en los costos operativo de la Unidad Cerro Chico, ubicado en el centro del país, con el objetivo de lograr un minado más eficiente optimizando los costos operativos. La coyuntura actual de la operación presenta un elevado costo de minado producto del consumo de sostenimiento pasivo, es decir al sostenimiento con cuadros de madera en labores con un tipo de roca IVA y al método tradicional de corte y relleno ascendente. La investigación se realizó en 3 etapas: 1. Evaluación de la implementación de un nuevo método de sostenimiento 2. Evaluación de un nuevo método de minado en ciertos cuerpos de la mina que son parte de las reservas probadas y probables 3. Reducción del consumo de cemento en el actual relleno hidráulico cementado Para la

implementación de un nuevo método de sostenimiento se realizaron mapeos geomecánicos en campo con el objetivo de poder determinar bajo esas condiciones del terreno la implementación del sostenimiento con doble capa de shotcrete, malla y Split sets en vez del sostenimiento con cuadros que se emplea actualmente en la mina. Para la implementación del método de minado Bench & Fill (Banqueo y Relleno) en vez del corte y relleno ascendente se realizaron simulaciones con el software Phases2, con el objetivo de evaluar las deformaciones y esfuerzos inducidos y bajo el criterio del método gráfico de estabilidad poder evaluar cuál es la altura máxima de los bancos según las condiciones geomecánicas del terreno. Para optimizar los costos del relleno hidráulico cementado se diseñaron probetas con una proporción menor de cemento a la actual, los cuáles fueron ensayados en una prensa hidráulica con el objetivo de obtener la resistencia a la compresión simple y que esta nueva proporción responda a los factores de seguridad deseados. Se obtuvo excelentes resultados en base a las pruebas realizadas, lográndose optimizar los costos operativos debido a que los cuerpos analizados sí pudieron responder al nuevo método de minado de igual manera la implementación del sostenimiento mecanizado ha sido factible y finalmente los resultados de los ensayos de las probetas de relleno hidráulico cementado tuvieron una resistencia de 0.4 MPa conforme a los parámetros de seguridad donde el factor de seguridad es mayor a 1, permitiendo una optimización del consumo de cemento en el relleno hidráulico actual.

**" OPTIMIZACIÓN DE LA PRODUCCIÓN DE LOS TAJEOS DE
CORTE Y RELLENO EN LA UNIDAD MINERA QUIRUVILCA -
CORPORACIÓN MINERA NOR PERÚ S.A."**

Corporación Minera Nor Perú, unidad Quiruvilca se encuentra ubicada en el distrito de Quiruvilca provincia de Chucho departamento de la Libertad, la geología local donde emplaza todo el sistema de las vetas del distrito minero de Quiruvilca esta confinada a rocas volcánicas pertenecientes a las formación Calipuy; la litología está compuesta por derrames de brechas andesitas y en menor proporción los flujos masivos, todos estos derrames han sido intrusionados por cuerpo de andesita porfírica, como se observa en el cerro Chimboraso, la mineralización es de tipo filoneo o relleno de cavidades de origen hidrotermal : epitermal y mesotermal con leyes variables de plomo plata zinc y cobre. La mina Quiruvilca explota en su mayoría vetas angostas, con una potencia que fluctúa entre 0.3 a 1.5 metros con alto contenido de plata, el buzamiento es superior de 65° sur. El método de explotación es el corte y relleno ascendente convencional que se viene aplicando desde 1920 implementando por la más avanzada experiencia de la escuela americana de aquellos tiempos; adquiriendo un matiz propio de la mina Quiruvilca El análisis y evaluación del método de explotación se viene aplicando en sus variantes con relleno detrítico y muestras un rendimiento de 3.49 dst/h-g y un costo de 6.20 - \$/dst, para el caso de la variante con relleno hidráulico el rendimiento es de \$6.7 dst/h-g y un costo de 5.95\$/DST. Estos resultados exigen modificar el método de explotación corte y relleno ascendente si se pretende ampliar la producción y mejorar de la unidad minera Quiruvilca para lo cual es necesario analizar el método actual y el sistema de trabajo, pensar en el cambio y plantear nuevas

alternativas de explotación; la presente tesis parte de la siguiente interrogante ¿Qué alternativas de explotación permitirán optimizar la producción de la mina Quiruvilca? ¿Cuál es la interacción de los factores de producción, de las reservas minerales, la mano de obra, equipo, y método de explotación

2.2 Bases Teóricas - Científicas.

2.2.1. ¿Qué Es La Productividad?

Se habla mucho de la importancia de la productividad y de la necesidad de incrementar esta para la mejora de la economía y de sus participantes.

La productividad se define como la cantidad de producción de una unidad de servicio o producto por insumo de cada factor utilizado por unidad de tiempo.

Mide la eficiencia de producción por factor utilizado, que es por unidad de trabajo o capital utilizado.

La forma más simple de calcularlo es establecer la productividad del empleo, tomando el PIB, en términos reales, dividido por el total de horas trabajadas en el sistema.

El objetivo es establecer la mezcla conjunta e idónea de maquinaria, de trabajadores y de otros recursos fundamentales para maximizar la producción total de productos y servicios.

La forma fundamental de incrementar la productividad es que el empresario invierta en la unidad de un capital para hacer el trabajo netamente eficiente, manteniendo el mismo nivel de empleo o, incluso,

reduciendo el empleo. Es decir, una máquina más produce más de un producto o servicio con el mismo o menos empleo.

Esta forma es la más visible y fundamental a la vez la menos aceptada y más criticada, ya que los servidores, y sus representantes, critican estos incrementos de productividad porque ponen en peligro sus puestos de trabajo.

Es verdad que hay algunos empresarios (aunque no todos) que buscan precisamente esto, más producción y menos trabajadores.

En el sector de servicios también se ve el efecto de una máquina más, por ejemplo, con la inversión en informática, que hace que el trabajo de cada trabajador es mucho más eficiente y cada trabajador puede producir mucho más que antes.

La productividad es mucho más compleja que tener una máquina más o menos en el trabajo, se determina y es impactado por muchos factores, incluyendo las siguientes:

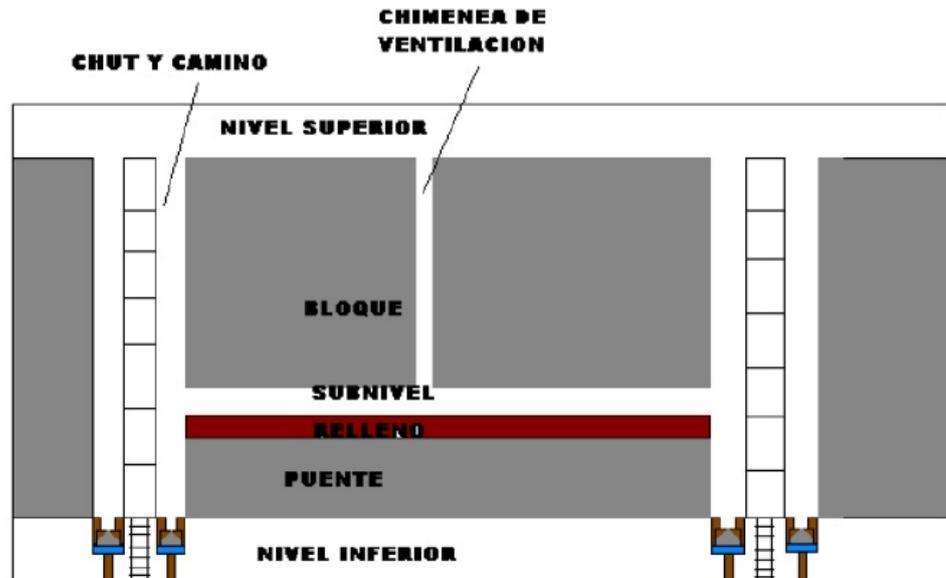
- La calidad y disposición de los recursos naturales, que impacta la producción de productos y servicios que necesita de estos recursos fundamentales en la industria.
- El nivel de capital total y su incremento, que impacta su nivel y su coste y que facilita o no el nivel de inversión futuro.
- El ritmo de progreso tecnológico, más y mejor tecnología mejora el nivel y la calidad de tecnología utilizada en la producción.
- La calidad de los recursos humanos de la industria, que impacta los resultados de la aportación humana en el sistema.

- El entorno macroeconómico, que puede ayudar o entorpecer la competitividad en la economía de los distintos actores, que son los empresarios y los servidores.
- El entorno microeconómico, que puede bien facilitar o netamente entorpecer la forma de trabajar diaria los distintos actores, por ejemplo, que el gobierno imponga muchas regulaciones y restricciones al funcionamiento de la economía impacta la productividad negativamente. Mejorar la productividad es clave para mejorar el nivel de vida de la sociedad e industria, ya que repercute en más potencial de incrementar los sueldos y más rentabilidad para el capital invertido, que incentiva cada vez más la inversión, el crecimiento de empleo y el crecimiento de la economía nacional.

2.2.2. Método de Corte y Relleno Ascendente (Over Cut And Fíll)

Descripción Del Metodo

En este método de explotación el mineral o macizo rocoso es cortado en tajadas es decir cortar por franjas horizontales y/o verticales empezando desde la parte inferior de la labor y avanzando verticalmente, cuando se halla sacado o extraído la franja o volumen completo se rellena el volumen correspondiente con material estéril que sirve como zona de trabajo y al mismo tiempo permite un buen sostenimiento.



Condiciones de Aplicabilidad

Se puede aplicar en yacimientos:

- Con buzamientos fuerte mayores de 55° de inclinación
- Características del mineral y roca de caja relativamente mala.
- En yacimientos generalmente tipo Vetas.
- El mineral en consecuencia debe tener buena ley.
- Disponibilidad del material de relleno detrítico.

2.2.3. Consideraciones para el método antes de la

Explotación

Estas operaciones están fundamentalmente basadas por el reconocimiento geológico y geotécnico, la reacción de la estructura general de la mina. El reconocimiento geológico de la mina comprende:

- Características geográficas
- Características físicas y geológicas del yacimiento

- Las operaciones geotécnicas, determinan el comportamiento de la resistencia de las cajas del mineral.

Preparacion

- GALERIAS Una galería principal de transporte emplazada a lo largo de la base del caserón y una galería superior ambas conectadas entre ellas por dos chimeneas.
- CHIMENEAS sirven para el acceso de material, personal y ventilación, se ubican entre 50 metros de separación unas de otras y cumplen la función de ventilar, extracción y relleno. las dimensiones son de 1.30 x 1.50m .
- SUBNIVEL (under cut), de corte inicial, A partir de donde inicio la rotura del mineral en sentido ascendente, hasta llegar al nivel superior donde se deja un puente de 3 ó 5 metros. El sub-nivel se da inicio dejando a 4m de la galería principal, un puente sobre la galería(Chut y camino) hasta comunicar las 2 chimeneas de doble compartimento. En la parte central se construye una chimenea que va a servir para la ventilación y como echadero de relleno.

Explotación.

Después de terminar las labores de preparación se da inicio a la rotura del tajeo a partir del subnivel, se realiza en breasting empezando desde una de las chimeneas terminando en la siguiente, perforando con taladros de 7 pies y sostenidos por cuadros de madera sacando el corte en la parte central del tajeo con la finalidad de mantener el ciclo siguiente: Perforación –Voladura –Ventilación y desate –Limpieza –Relleno.

Perforación

La perforación es un proceso que consiste en efectuar taladros en diferentes zonas ya sea en mineral o roca sumamente estéril aprovechando que este sirva como depósito, al explotar la carga del taladro trabajado produce la rotura del mineral rocoso originándose caras libres

- Jack-Leg: marca atlas copco , diámetro del piston 80mm , para determinar el número de taladros varian dependiendo de las dimensiones de los labores que son entre 4 a 10 metros dependiendo de las labores a realizar .
- Stoper: Esta máquina necesariamente está diseñada para hacer perforaciones verticales; fundamentalmente en chimeneas esta máquina es insustituible.

Usualmente son usados 02 sistemas de perforación, siendo el más común la perforación vertical o inclinada hacia el techo y la otra es la horizontal.

Voladura

El diseño de la malla influye en la fragmentación del mineral en cada voladura así como la densidad de la carga explosiva, secuencia de iniciación y otros parámetros esenciales, que son deducidos y sugeridos en base a experiencias de los supervisores de campo. En explosivo se viene usando constantemente dinamitas de diferentes proveedores; como accesorios de voladura son utilizados fanal, mecha lenta, nonel, cordón detonante, conectores etc.

Ventilación

La ventilación en mina el porvenir se da a través de ventiladores mecánicos accionados con motores eléctricos, ya sean inyectores o inductores que varían entre 18500 cfm y 65000 cfm.

Los ductos fundamentalmente ventilan los zig - zag (18500 cfm) y la extractora que está ubicada en el Nv (65000 cfm).

Transporte y Acarreo

En la unidad el porvenir el transporte de método de corte y relleno ascendente es una de las operaciones unitarias más fundamentales en mina. El diseño del tajeo condiciona fundamentalmente la limpieza que de hecho conforma dos operaciones transporte y acarreo. Generalmente las distancias se dan de acuerdo al radio de rendimiento de cada equipo en muchas minas. Por lo contrario en caso de vetas angosta se puede dar dos equipos distintos.

El Lampeo a mano: Al dar inicio y armado las tolvas los “ore pass”, echaderos y en gran número se puede suprimir todo el transporte y lampear el mineral a mano, directamente a los echaderos, esto se puede aceptar en potencias horizontales de 2-6 , 3.5m, echaderos a cada 5-8m, colocados al centro del tajeo en caso de método convencional.

Con carro minero: es fundamental la instalación una vía de riel, cargar el cuerpo mineralizado en el vagón y transportarlo hasta el echadero más próximo pudiendo transportar hasta 60 metros. Poner el mineral en el vagón y llevar este vagón hasta el echadero más próximo pudiendo acarrear hasta 70 metros en promedio. La introducción de una pala

mecánica sobre vía es fundamentalmente y mejora considerablemente la velocidad de carguío.

Pala con tolva: Lo principal de este procedimiento es la ausencia de las vías; estos equipos son usados y adaptados a los tajeos de corte y relleno.

Rastrillaje: los winches utilizados hasta de 15 HP dependiendo básicamente del volumen del cuerpo mineralizado. Los equipos de 3 tamboras se dan inicio en equipos de mayor envergadura. Para potencias de 2-7m se usan tambores de 2 tamboras.

La forma de los tajeos limita esencialmente el uso del rastrillaje, pero este sobre relleno hidráulico no satisface su uso ya que hay que tener bastante cuidado de no diluir el mineral.

Transporte mecanizado: en el método mecanizado se usan equipos LHD eléctricos o diesel para acarreo hacia “ore pass”, luego pueden emplearse para la extracción volquetes de bajo perfil y evacuarse por medio de piques hacia la superficie

2.2.4. Aspectos Generales de la Mina

2.2.4.1. Ubicación

La Cia. Minera Milpo Nexa – Und. El Porvenir, está localizada en la sierra Central del Perú:

Distrito : San Francisco de Asís de Yarusyacan.

Provincia : Pasco.

Departamento : Pasco

Región : Pasco.

Geográficamente se ubica en el tramo de la cordillera Central que forma el nudo de Pasco entre los ríos Tingo y Huallaga, entre los 3,900 y 4,350 m.s.n.m. en las faldas del cerro Pirahuay. Abarca las comunidades de Parán, Lacsanga y Santo Domingo de Apache, y su ubicación está enmarcada dentro de las siguientes coordenadas UTM en el sistema WGS84: 8824 500 N hasta la coordenada 8 829 500 N Y 365 500 E hasta la coordenada 371 000 E.



Ilustración 1. Vista panorámica de la cia. minera milpo – und. el porvenir

2.2.4.2. Accesibilidad

La unidad del porvenir se encuentra a la altura del km 340 de la carretera Central, en el trayecto Lima - Huánuco a 14 km (en dirección NE) de la localidad de Cerro de Pasco, ciudad que sirve de conexión mediante un tramo del distrito de yanacancha.



Ilustración 2. Mapa de Accesibilidad Vial

2.2.4.3. Historia

Ha pasado mucho tiempo en la historia de Milpo, desde aquel 6 de noviembre de 1949, cuando cinco amigos, audaces y visionarios, decidieron conjugar experiencias y esperanzas para adquirir un yacimiento minero enclavado a 4200 m.s.n.m en la inhóspita quebrada de Santa Rosa de Mipo, en la provincia de Pasco. Ese fue el inicio de una empresa que con el transcurso del tiempo se convertiría en una organización pujante y moderna acorde con las exigencias del momento.

Adicionalmente y como parte de su proceso productivo, se incluyen actividades de exploración, desarrollo, preparación y explotación de su mina subterránea con corte y relleno mecanizado.



2.2.4.4. Propiedad Minera

En la historia del Perú que es un país netamente minero desde tiempos de la colonia ya se explotaban minerales de plata en los niveles 220 y 170. Netamente en forma comercial la explotación de Milpo comenzó en 1950. Los fundadores los cuales son Ernesto Baertl Schutz, Luis Cáceres Flóres, Manuel Montori Schutz, Axel Nycander Chaveneix y Aquiles Venegas Fernandini, fundaron la Compañía Minera Milpo S. A. Se constituyó en Lima, el 6 de abril de 1949, con plazo indeterminado, por Escritura Pública, modificada posteriormente, siendo las últimas las de fechas 19 de abril de 2005 y su ratificatoria del 3 de septiembre de 2005, e inscritas en el Registro de Personas Jurídicas de Lima, asiento B00005, partida 02446588.

2.2.4.5. Características Geográficas

Topografía Y Fisiografía

La Unidad el Porvenir del Grupo Milpo se encuentra en la sierra central del Perú, en la cordillera Occidental, muy cerca al Nudo de Pasco. Dentro del área de influencia del emplazamiento minero existen hasta tres zonas morfológicas muy distintas entre sí, la superficie Puna, la zona cordillerana y la zona de valles periglaciales. El área presenta una morfología con relieves suaves y fuertes pendientes. Las cotas varían entre 4000 y 4400 m.s.n.m. correspondiendo a las zonas más elevadas los cerros Santa Bárbara, y el cerro Cherchere, mientras las zonas más bajas corresponden a la quebrada de la Lagia y la quebrada Chicrín. Esta última corresponde al rasgo morfológico erosivo principal que disecta de Este a Oeste a las altiplanicies del sector Atacocha, ésta a su vez conforma parte de la red hidrográfica del Río Huallaga. La topografía se caracteriza por relieves fuertemente ascendentes, que llegan hasta los 4500 msnm de altitud.

Clima

El clima en el Porvenir ha es típico de la sierra central del Perú, es decir, tiene un clima de puna que se caracteriza por ser frío y seco durante todo el año, con una estación lluviosa que ocurre entre diciembre y abril. Los valores de las temperaturas tienen pequeñas variaciones estacionales, con pronunciados cambios

durante el día y la noche, sin embargo, en invierno (junio a noviembre) las variaciones diarias son bastante extremas. La temperatura varía entre 5 y 25 °C, mientras que la temperatura promedio anual es aproximadamente 11,5 °C. La precipitación de Atacocha ocurre principalmente durante 4 a 5 meses del año en forma de lluvias, granizo o nevadas y se acentúa entre febrero y marzo, siendo junio y agosto el período en el que generalmente ocurren las precipitaciones mínimas.

2.2.4.6. Geología

Geología Regional

El área y entorno geológico del proyecto de ampliación, se encuentra muy cerca de la Cordillera Occidental de Los Andes, cuyo relieve se da a través de varios ciclos orogénicos, a través de varias etapas de Sedimentación, deformación y levantamientos. Las áreas del proyecto y áreas adyacentes forman parte de la cordillera Occidental y el valle del río Huallaga. De otro lado, el área del proyecto de ampliación de la unidad, está conformada por unidades Lito estratigráficas del Paleozoico, Triásico-Jurásico-Cretáceo y del Cretáceo-Paleógeno.

- **LAS ROCAS DEL PALEOZOICO**

Están representadas por rocas del grupo Mitú, las unidades del Triásico-Jurásico están conformadas por rocas del grupo Pucará y las unidades del Cretáceo

Inferior corresponden al grupo Goyllarisquizga, formaciones Chulec y Casa palca. Geomorfológicamente, en el área se han determinado, cadenas de cerros, valles, lomadas y/o colinas, quebradas, laderas y planicies

La estratigrafía local presenta las siguientes características: Grupo Mitú (Ps-m), constituidas por areniscas, areniscas-limo líticas y conglomerados, de tipos de color rojo a gris violáceos; Grupo Pucará (TRJ-pu), conformada por una gama de rocas calizas; generalmente, de grano fino, color gris claro a gris oscuro hasta gris brumácea, ocurre desde el área de Goyllarisquizga hasta el cerro Puquio pata; en este grupo se diferencian tres formaciones siguientes formaciones: Chambará (Tr-ch), la Formación Aramachay (Ji-a) y la Formación Condorsinga (Ji-c); también existe el Grupo Goyllarisquizga (Ki-g), unidad que está conformada por areniscas cuarzosas de grano medio con niveles de arenisca gruesa, y que se hallan con una coloración gris blanquecina a cremosa, con tonos anaranjados a pardos por intemperismo; intercaladas con niveles de limonitas y limo arcillitas grises a rojizas y basaltos interestratificados de color gris verdosa con tonos violáceos.

Por otro lado, la estratigrafía también presenta características de la Formación Chuleo (Cretáceo Inferior, Ki-ch), unidad que está constituida por calizas grises de grano fino, intercaladas con calizas margosas de color pardo grisáceo, que afloran en estratos delgados y en forma de franjas delgadas cerca de la quebrada Milpo y la Formación Casapalca (Cretáceo superior, Ks-ca), formación que ocupa la parte central e inferior de la quebrada Milpo, donde coincide con el eje del Sinclinal, ocurre también en el margen izquierdo del valle del río Huallaga en forma de una franja de orientación andina, y está conformada por rocas limonitas, lotitas, areniscas limo líticas, de grano fino a medio, con algunos niveles de calizas e intercalaciones de conglomerados. Finalmente, presente características de Depósitos Cuaternarios (Q). El cuaternario está presente en el área del proyecto y el valle del río Huallaga, con la presencia de diferentes unidades del Cuaternario constituidos por depósitos de origen glaciar, fluvio-glaciar, bofedal o palustre, de luvial, aluvial, coluvial y tecnógeno. Estos depósitos constituyen la cobertura no consolidada y que tienen distribución irregular en el área de estudio; estos materiales se han acumulado como resultado de procesos glaciares, fluvio-glaciares, fluviales y la actividad antrópica.

Geología Local

- **AFLORAMIENTO**

Las labores de explotación comenzaron en la veta porvenir y el tratamiento de mineral en Huarancaca a 40 kilómetros de la zona mineralizada. El primer molino se instala en 1951, la planta de "skin and float", en 1953 y la puesta en marcha del segundo molino en 1955, alcanzando una capacidad productiva de 80 mil toneladas de mineral al año. En 1956 se construye la central hidroeléctrica "La Candelaria", la cual opera con una sola turbina hasta 1958, en que se instalan dos más.

- **CUERPOS MINERALIZADOS**

Son depósitos de contornos irregulares de gran magnitud verticalmente alargadas a manera de tubos y de variada ocurrencia.

a) Cuerpos ubicados en las aureolas del contacto con el intrusivo dacítico más favorable asociada y diseminada en el skarn. La intensidad está controlada por la extensión del modelo fracturado, con una aureola de caliza decolorada o mármol.

b) Cuerpos emplazados en bloques erráticos de caliza englobados dentro de stock, que tiene áreas de 1 600 m² Todos estos tipos de cuerpos mineralizados ocurren mayormente relacionados a los intrusivos dacíticos, no

existiendo evidencias de su ocurrencia en o cerca de los contactos con los intrusivos Andecíticos. y profundizan algunos hasta el nivel 280 como AM., la veta V3 N° 6 solo hasta el nivel -50 etc., con características similares a los anteriormente descritos.

- VETAS

Las principales estructuras de vetas en Milpo estrechamente relacionadas con los sistemas de fracturamiento muestran las características del elipsoide de deformación originadas por su fuerza Comprensión de dirección E. Las vetas en fracturas de tensión tienen un rumbo N°65° a 70°E y N50° A 60°W, todas buzando al N.

Las vetas tienen además características peculiares que las diferencian:

- Las vetas relacionadas a diques emplazados en fracturas que son continuación de diques.
- Vetas en intrusivo y caliza, que cruzan tanto a las calizas como al stock y se presentan hacia el lado Sur de éste.
- Vetas en el grupo Goyllarisquizga por lo menos se conoce siete vetas de rumbo N 40° E y N 70° E de buzamiento vertical, con 0.10 m. A 1.00 de ancho, ubicados en esta formación y al W de la falla Milpo - Atacocha. Son vetas con mineralización irregular de

acuerdo al tipo de roca que cruzan favorable en arenisca y no favorable en lutitas.

MINERALOGÍA

Los minerales que se encuentran presente en el área de estudio son principalmente los siguientes:

- Esfalerita.

Se encuentra mayormente compacta, granular y fina granular-fina, cristalizada y masiva; los cristales son de forma de tetraedros y cubos.

- Galena.

Se presenta mayormente bien cristalizada, principalmente en las zonas de mármol, en cristales cúbicos de clivaje perfecto, también compacta y masiva; presenta porcentajes altos de plata. La galena se encuentra en buenas cantidades después de la esfalerita con la que se está asociada, constituye al segundo mineral principal de mena, después de la esfalerita.

- Pirita.

Se encuentra por lo general formando grandes masas, normalmente cristalizada, casi siempre en cubos y piritoedros. Presenta maclamiento y las caras de los cristales tienen paralelas a las aristas del cristal; los cristales encontrados en Milpo llegan a tener hasta 0.05 m de diámetro. Comúnmente se encuentra en la roca intrusiva

rellenando fracturas y como cristales de impregnación. También en estado masivo asociada a la esfalerita más que a la galena. La piritita ocurre casi en todo yacimiento, pero en mayor cantidad en la aureola de contacto caliza - intrusivo (endoskarn).

- **Calcita**

Se encuentra relleno de fracturas, asociada a minerales de mena en geodas y drusas, como especie de tapiz. Se presenta en todas sus formas de cristalización: escalenoédrica. La mayoría de las veces ésta presenta compacta en cristales diminutos y en mayoría de los casos es de color blanco, amarillento a grisáceo por las impurezas, su brillo es vidrio - resinoso.

- **Calcopirita**

Se ven muy poca cantidad en forma de impregnaciones y venillas dentro del intrusivo, normalmente en el contacto caliza intrusivo y a profundidad.

2.3 Definición de Términos Básicos

- **Anfo**

Es un agente explosivo de bajo precio cuya composición es 94.3% de Nitrato de Amonio y 5.7% de gas-oíl, que equivalen a 3.7 litros de este último por cada 50 kg de Nitrato de Amonio.

- **Burden**

Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.

- **Corte y Relleno Ascendente**

Consiste en arrancar por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. El mineral es cargado por la franja horizontal y/o vertical empezando de la parte inferior de un tajo. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del caserón, y en algunos casos especiales el techo y sirve a la vez de sostenimiento de los hastiales. La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

- **Costos Directos**

Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos.

- **Costos Indirectos**

Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independientes de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.

- **Costos Operativos o de Producción Mina**

Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos. Debido que la detonación es sostenida mediante una pequeña cantidad de material reactivo, el sistema es absolutamente compatible con todos los tipos de explosivos comerciales, incluyendo las dinamitas más sensitivas.

- **Espaciado**

Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Éste determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuanto menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuanto más espaciado tengan, los bloques serán más grandes.

- **Persistencia**

Es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad. Cuanto menor sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuanto mayor sea ésta, será menos estable.

- **Rugosidad**

Es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanta menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente y cuanto mayor sea ésta, la masa rocosa será más competente.

- **Apertura**

Es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que ésta presenta. A menor apertura, las condiciones de la masa

rocosa serán mejores ya mayor apertura, las condiciones serán más desfavorables.

- **Investigaciones Geotécnicas**

Es un programa de investigaciones geotécnicas por medio de perforaciones diamantinas, a fin de obtener parámetros y características hidrogeológicas de los materiales presentes en la zona de estudio.

- **Matriz rocosa**

Material rocoso sin discontinuidades o bloques de roca intacta entre discontinuidades (muestra de mano o mayor). A pesar de considerarse continua es heterogénea y anisótropa, ligada a la fábrica, textura y estructura, mineral.

- **Productividad**

Es la relación entre la cantidad de bienes y servicios producidos y la cantidad de recursos utilizados.

- **Zonificación geo mecánica**

Proceso de delimitación de zonas en donde la masa rocosa tiene condiciones geo mecánicas similares y por lo tanto también comportamiento similar.

- **Perforación**

es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es abrir en la roca huecos cilíndricos denominados taladros y están destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores.

- **Estratificación**

Es una superficie característica de rocas sedimentarias que separa capas de igual o diferente litología. Estas rocas también pueden estar presentes en rocas que hayan originado por metamorfismo de rocas sedimentarios.

- **Pliegues**

Son estructuras en las cuales los estratos se presentan curvados., son intrusiones de roca ígnea de forma tabular, que se presentan generalmente empinadas o verticales.

- **Contactos litológicos**

Que comúnmente forman, por ejemplo, la caja techo y caja piso de una veta.

- **Zonas de corte**

Son bandas de material que pueden ser de varios metros de espesor, en donde ha ocurrido fallamiento de la roca.

- **Fallas**

Son fracturas que han tenido desplazamiento. Estas son fracturas menores que representan en áreas locales de la mina o estructuras muy importantes que pueden atravesar toda la mina.

- **Perfil litológico**

Es la parte de la geología que estudia la composición y estructura de las rocas, como su tamaño de grano, características físicas y químicas, estructuras metamórficas, etc. Incluye también su composición, su textura, tipo de transporte, así como su composición mineralógica, distribución espacial y material cementante.

- **Perfil geotectónico**

Es el conjunto de actividades que comprende la investigación del subsuelo los análisis y recomendaciones para el diseño y construcción en el subsuelo hidrósfera y la biósfera.

- **Rendimiento**

En un contexto empresarial, el concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la actividad, donde el término unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización.

2.4 Formulación de Hipótesis

2.4.1, Hipótesis General

Si efectuamos la optimización del método de explotación corte y relleno ascendente se incrementará la producción de la Empresa Minera INCIMMET EN LA UNIDAD EL PORVENIR - CIA. MINERA MILPO S.A.A

2.4.2. Hipótesis Específicas

- a. Si establecemos las propiedades del macizo rocoso optimizaremos del corte y relleno ascendente de la Empresa Minera INCIMMET EN LA UNIDAD EL PORVENIR - CIA. MINERA MILPO S.A.A.
- b. Si determinamos los parámetros geotécnicos optimizaremos el método de explotación de corte y relleno en la Empresa Minera INCIMMET EN LA UNIDAD EL PORVENIR - CIA. MINERA MILPO S.A.A.

2.5 Identificación De Las Variables

2.5.1. Variable Independiente:

Optimización del método de explotación

2.5.2. Variable Dependiente:

Corte y relleno ascendente

2.5.3. Variable Interviniente

Proceso de producción

2.6 Definición Operacional de Variables e Indicadores

Optimizar las operaciones del método de explotación de corte y relleno ascendente en la unidad EL PORVENIR por la empresa incimmet. El personal y materiales involucrados en dicho proyecto cuentan con la cultura organizacional en la empresa minera MILPO.

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1 Tipo de Investigación.

El tipo de investigación es correlacional-descriptivo porque este tipo de estudios tienen como propósito medir el grado de relación que exista entre dos o más conceptos o variables (en un contexto en particular) y descriptivo porque describir es medir. Esto es, en un estudio descriptivo se selecciona una serie de cuestiones y se mide cada una de ellas independientemente, para así —y valga la redundancia— describir lo que se investiga.

3.2 Metodos De Investigacion.

Percepción directa del objeto de investigación con un objetivo consiente:

- Objetividad.
- Validez.

- Confiabilidad.

Para el presente trabajo de investigación, se puso en consideración los siguientes métodos de investigación:

- Método de Observación
- Método inductivo

3.3 Diseño de la Investigación

- Transversales.

En este tipo de diseño los individuos son observados únicamente una vez. Sólo puede ser de tipo observacional, porque un estudio experimental implica por lo menos dos mediciones.

- Longitudinales.

En este diseño se realiza más de una medición. Entre las mismas puede intervenir o no el investigador, lo que determinará que el estudio sea observacional o experimental.

Que nos permite tener relación entre las variables.

- Método deductivo

3.4 Población y Muestras

La población y muestra está constituida por todas las labores de explotación de CIA. MINERA MILPO S.A.A. – UNIDAD EL PORVENIR.

3.5 Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

3.5.1. Técnicas

Las principales técnicas utilizadas en la investigación son:

- Revisión de fuentes bibliográficas referidas al tema de investigación (libros, informe de tesis, revistas, publicaciones, etc.)
- Observaciones del participante y colaboradores, con fundamentos teóricos concernientes al tema de investigación
- Comparaciones con otros resultados.
- Entrevistas a personas involucradas o no involucradas en la población y muestra del estudio.

3.5.2. Instrumentos

Los principales instrumentos utilizados en la investigación son:

- Guía de entrevista
- Acceso a archivos técnicos.
- Cuestionario de información y ficha de campo.
- Discusión en talleres para esclarecer los problemas presentados.
- La observación y evaluación.
- Notas de campo, fichas o guías de observación.
- Registro de evaluación.
- Elaboración de tablas y gráficos para la apreciación de los resultados comparativos.

3.6 Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos.

- Recolección de datos, manuales, copias, planos de ubicación, localización de la zona, planos topográficos, geológica del yacimiento minero.
- Procesos topográficos con Estación Total, AutoCAD.

3.7 Tratamiento Estadístico

Con respecto al tratamiento estadístico de datos, detallo a continuación, al grupo involucrado, así como también materiales utilizados y el financiamiento otorgado por la empresa.

- 01 persona encargada de la investigación.
- 01 asesor
- Participación del personal que labora en el lugar que se realiza la investigación, así como funcionarios, Superintendente de Mina, Jefe de Servicios Mina, Jefes de Guardia y demás personas que de una u otra manera laboran en el área de la investigación.
- Materiales que es las Fotocopias de documentos, papel de trabajo, mapeador, CDs, computadora, impresora.

3.8 Selección, Validación y Confiabilidad de los Instrumentos de Investigación

Los instrumentos de la presente investigación han sido seleccionados y corroborados a las operaciones mineras en cuantos al uso de brocas y aceros de perforación en todos los equipos, dichos instrumentos que serán usados nos darán confiabilidad en obtención de datos precisos y reales que servirá para dar solución a los problemas.

3.9 Orientación Ética

La intención de esta investigación va dirigida al desarrollo y mejora de la optimización de los procesos operativos de la empresa en cuanto a la utilización de brocas o aceros para tener mayor producción, realizando una investigación dentro de los parámetros éticos de investigación para dar solución a los problemas que se tiene ya que todo los datos obtenidos durante la investigación fueron obtenidos de los procesos unitarios que realiza esta empresa a partir de los equipos, accesorios, materiales, mano de obra y lugar de trabajo.

Desde perspectiva metodológica, esta investigación es un proceso que está dentro del marco teórico y científico el cual todas las actividades realizadas en la empresa han sido planeadas de forma verídica y abierta durante todo el proceso de investigación.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del Trabajo de Campo

4.1.1. Diseño del Método de Explotación

A partir de una rampa principal se desarrollan accesos de 57 m de longitud en promedio con gradientes de 15 % hacia el cuerpo y tendrá un acceso a cada corte sucesivo, disminuyendo la inclinación, primero a -7,5 %, +7,5 % hasta el acceso final con inclinación de +15 %, estos nos permitirán realizar 4 cortes; el solo hecho de tener siempre el acceso libre, permitirá mejorar la utilización de los equipos.

Los accesos son de sección de 4 x 4.5 m hacia la parte central de los cuerpos, entonces por cada tajeo se diseña 2 o 3 frentes de ataque en Breasting a lo ancho del yacimiento.

Dimensiones del método de explotación:

- Galerías: 4.0 x 3.5 m.

- Subniveles: 4.0 x 3,5m
- Rampas de acceso a tajos: 4.0 x 4.5 m; Gradiente: -15 % a +15 %;
Longitud: 57 m.

Chimeneas de ventilación:

- Principal: 3,0 m diámetro.
- Auxiliar: 1,8 m diámetro.
- Echadero: 2,1 m diámetro.

Tajos:

- Altura de corte: 5,0 m.
- Altura de cara libre: 1,0 m.
- Altura total del tajo: 6,0 m.
- Altura de línea de relleno: a 1,0 m debajo del techo.

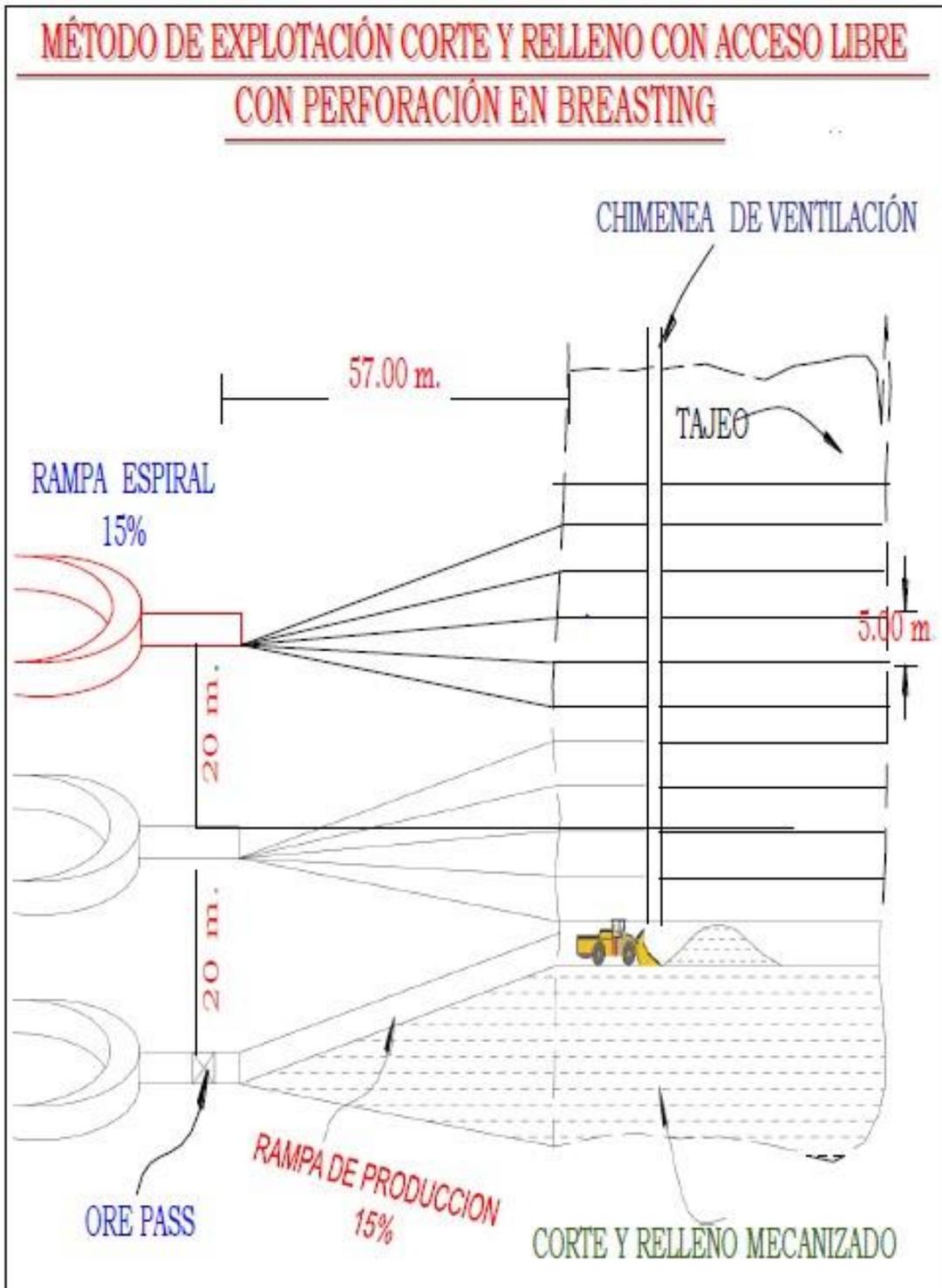


Ilustración 3. Método de explotación corte y relleno con acceso libre con perforación Breasting.

CORTES ESTÁNDAR DEL "BREASTING" ALTURAS Y GRADIENTES

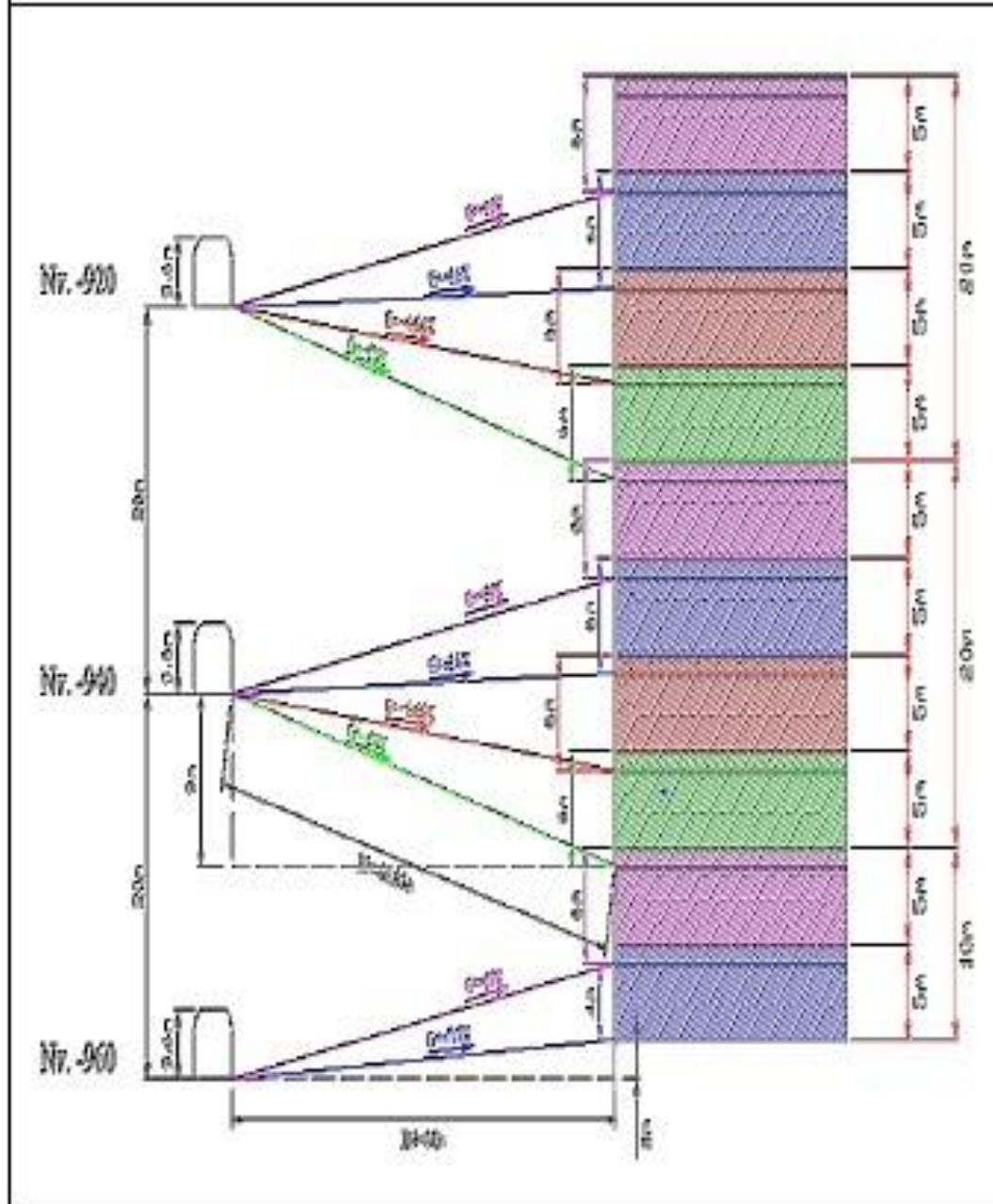


Ilustración 4. Cortes estándar del Breasting alturas y gradientes.

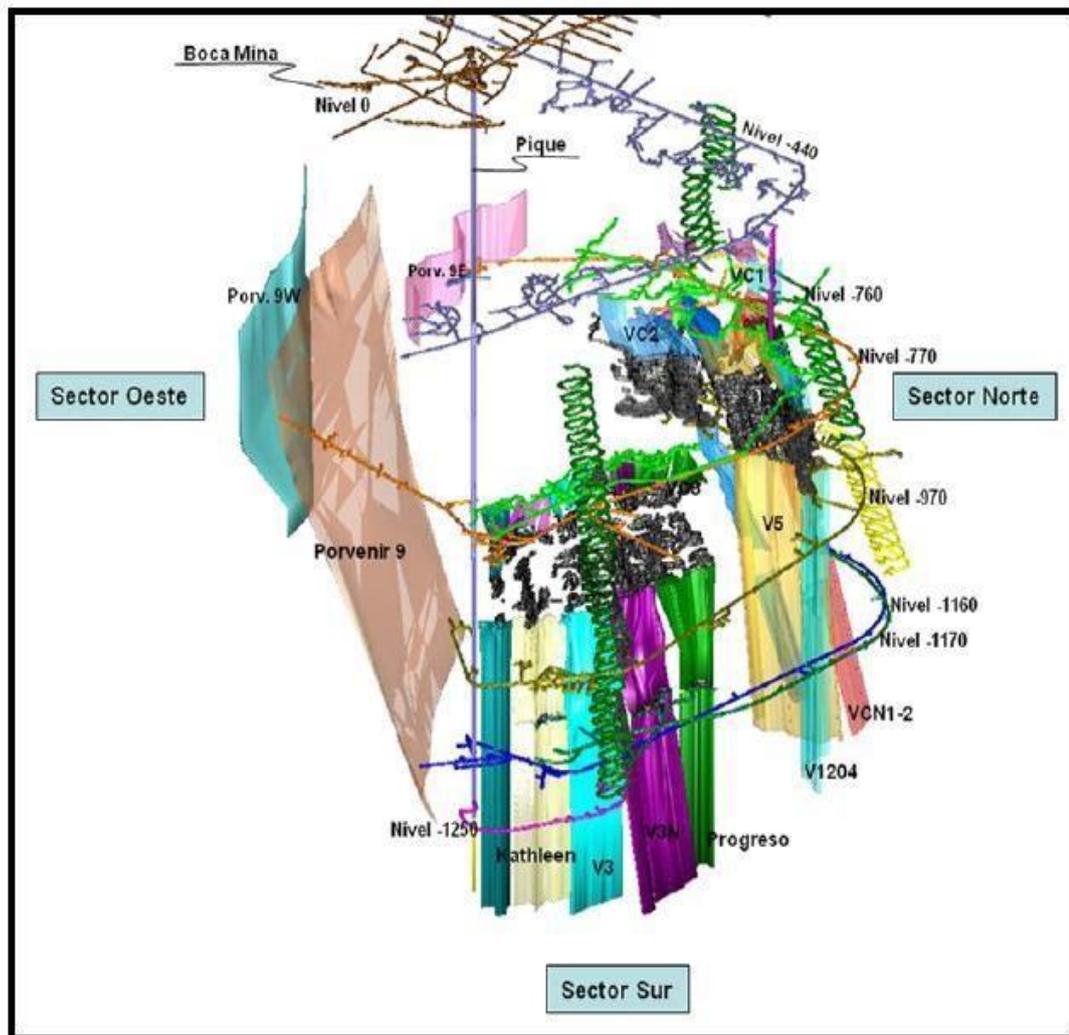


Ilustración 5. Vista general mina El Porvenir.

Corte y relleno ascendente u Over cut and fill, según el (Manual de minería, 2015 pág. 119) lo define:

El mineral se arranca por rebanadas horizontales, en sentido ascendente, desde la galería de fondo. Una vez volado se extrae completamente de la cámara, a través de unos coladeros, efectuándose a continuación el relleno del hueco creado con estériles, con lo que se consigue crear una plataforma de trabajo estable y el sostenimiento de los hastiales.

El material de relleno puede ser el escombros procedente de las labores de preparación de la mina o el que con esa finalidad se extrae en superficie de alguna cantera próxima y, una vez triturado, se mezcla con agua para

transportarlo hidráulicamente por tubería. Este material se drena para separar el agua, quedando así un relleno compacto. La consolidación puede aumentarse mediante la adición de una cierta cantidad de cemento.

La mayoría de las operaciones se han mecanizado casi totalmente, con lo que este método ha llegado a sustituir a otros hasta ahora muy utilizados. Las principales ventajas que presenta son la alta selectividad, la buena recuperación del mineral, la facilidad de aplicación y las condiciones de seguridad alcanzadas cuando los macizos rocosos de los hastiales no son competentes. Los inconvenientes que presenta son: el coste del material de relleno, el tamaño limitado de las voladuras y las interrupciones en la producción que son necesarias para distribuir el material de relleno dentro de las cámaras.

4.1.2. Ciclo de Minado

El ciclo de minado está conformado por perforación, voladura, acarreo y limpieza, además se debe mencionar que el desatado y sostenimiento son fundamentales. Luego de que se llegue al extremo del cuerpo, se procede al relleno hidráulico dejando una altura de 1,5 m inicialmente entre el relleno hidráulico y el techo, para luego ser relleno con una capa de relleno detrítico dejando finalmente 1,0 m al techo. Este sistema ayuda a mejorar la utilización de los equipos, debido a que es posible utilizar los mismos equipos para trabajar 2 o 3 tajeos en una misma zona.

Para que haya una mayor estabilidad en los tajeos, se debe evitar la sobre excavación y el daño superficial de la roca que se ocasiona por los disparos. Para esto es necesario conseguir un contorno especial del

techo lo más cercano de lo teórico, con la perforación en Breasting y el uso de técnicas de corte como el Smooth Blasting se logra este objetivo (hacer un arco de perforación con vista de las cañas).

Desde el punto de vista de operación en el desarrollo de la explotación minera, se observa las siguientes operaciones unitarias:

- Ventilación.
- Desatado de rocas.
- Sostenimiento.
- Limpieza y acarreo de mineral.
- Relleno detrítico e hidráulico.
- Realce de accesos.

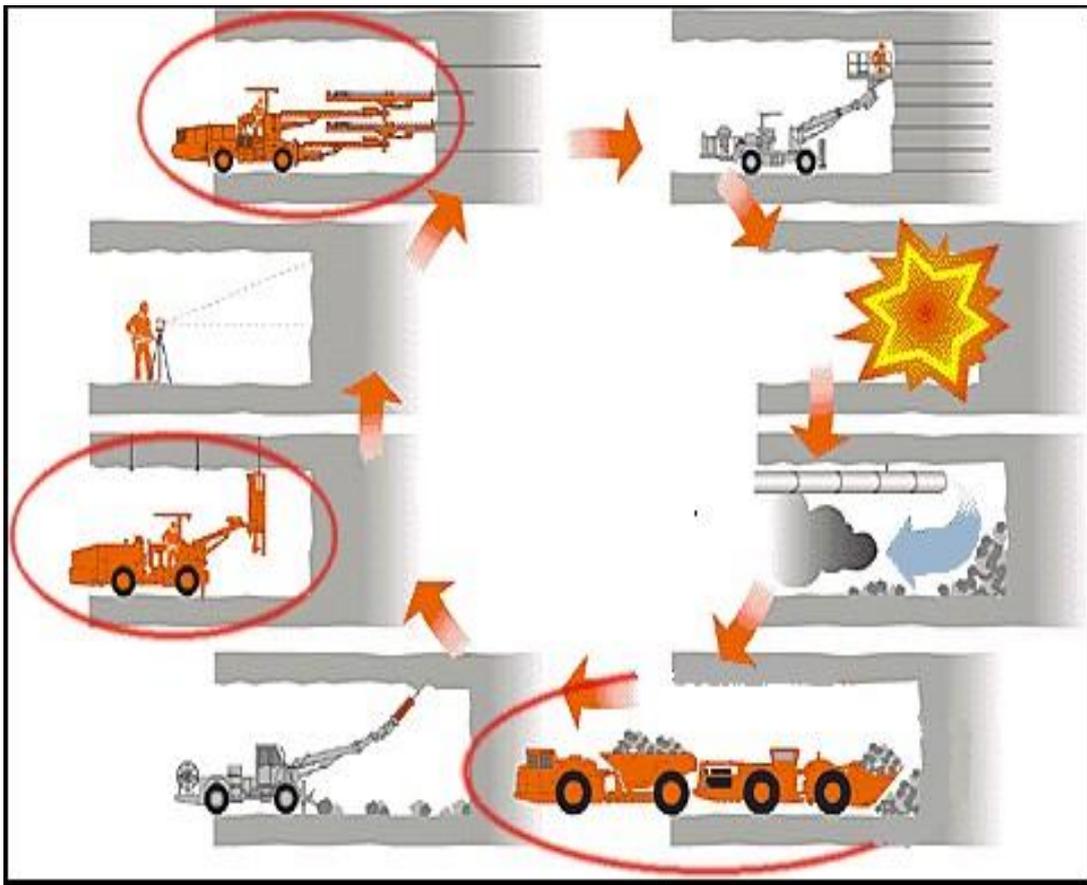


Ilustración 6, Ciclo de minado para la U.M. El Porvenir.

PERFORACIÓN

La perforación es en Breasting y completamente mecanizada, esta llevada a cabo por la propia empresa y se está realizando con dos jumbos electro-hidráulicos. Uno en la Zona Sur el Axera T08 -114 de un solo brazo el otro en la Zona Norte el Axera T08 -290 -117. Se perforan 42 000 metros mensuales con un rendimiento de 3 Tn/metro y 10 Tn/taladro siendo la altura de corte es de 5,0 m y la longitud de perforación es de 4,5 m de la cual se obtiene un avance de 95%. Los jumbos normalmente realizan perforación en Breasting siendo los frentes de 6 x 5 m de sección y también realizan perforación en frentes ciegos. Se realizan en promedio entre 38 y 54 taladros en cada frente dependiendo de la calidad del terreno. El diámetro de los taladros es de 45 mm y se tiene un avance de 15ft.

La perforación en Breasting tiene varias ventajas, entre las cuales se encuentran principalmente:

- Estabilidad del techo y de las cajas laterales.
- Alto control de dilución.
- Alto factor de seguridad.

Los rendimientos de los accesorios de perforación son:

- Broca: 515 m.
- Barra: 3 400 m.
- Shank: 5 500 m.



Ilustración 7. Jumbo Axera T08.

VOLADURA

El proceso de carguío mecanizado lo lleva acabo la empresa especializada EXSA, se realiza mediante la utilización de dos equipos que están distribuidos uno en cada zona. Es así que el Anfo Loader trabaja en la Zona Norte y el Scisor Lift en la Zona Sur. Estos equipos cuyas características son distintas realizan la misma operación.

Entre los agentes de voladura empleados durante el carguío se encuentran: el Nitrosem (ANFO) y la Iremita en dos variedades, Iremita salchicha roja de 1 1/2"x8" y la Iremita salchicha blanca de 1 1/8" x 8".

Entre los accesorios de voladura empleados durante el carguío se encuentran: el cordón detonante (Pentacord), Fanel de periodo corto en milisegundos para los tajeos (Breasting) o de periodo largo en medio segundo en caso de apertura de los frentes (frente ciego), mecha de seguridad (safety fuse) y fulminante común N°6.

En los tajeos se emplean Faneles Naranjas de milisegundos por 6 m de longitud en cambio para frentes y labores de desarrollo se emplean Faneles de color amarillo de medio segundo por 6 m de longitud, cada Fanel con su respectivo retardo y en todos los casos se emplea el Nitrosem y la Iremita como agentes de voladura.

Para evitar la sobre excavación se emplean técnicas de corte como el Smooth Blasting en la cual en los taladros de contorno el Nitrosem es cargado con un menor confinamiento y sólo a medio diámetro lo que permite controlar la sobre excavación.

El trabajo que efectúan los taladros de producción es de romper el macizo rocoso rico en mineral por lo que es importante obtener un buen confinamiento de la carga de columna además debe ser eficazmente cebado para que alcance su velocidad estable de detonación y ser auto sostenido.

El requerimiento más importante de la operación unitaria de voladura es la fragmentación del mineral, cuando se efectúan voladuras se dice que los resultados son buenos cuando la fragmentación del mineral es uniforme y la roca en el pie de los bancos se ha cortado con nitidez. Esto exige que la perforación de los taladros se haya realizado con precisión, con el fin de alojar las cargas de explosivo exactamente en los lugares previstos.

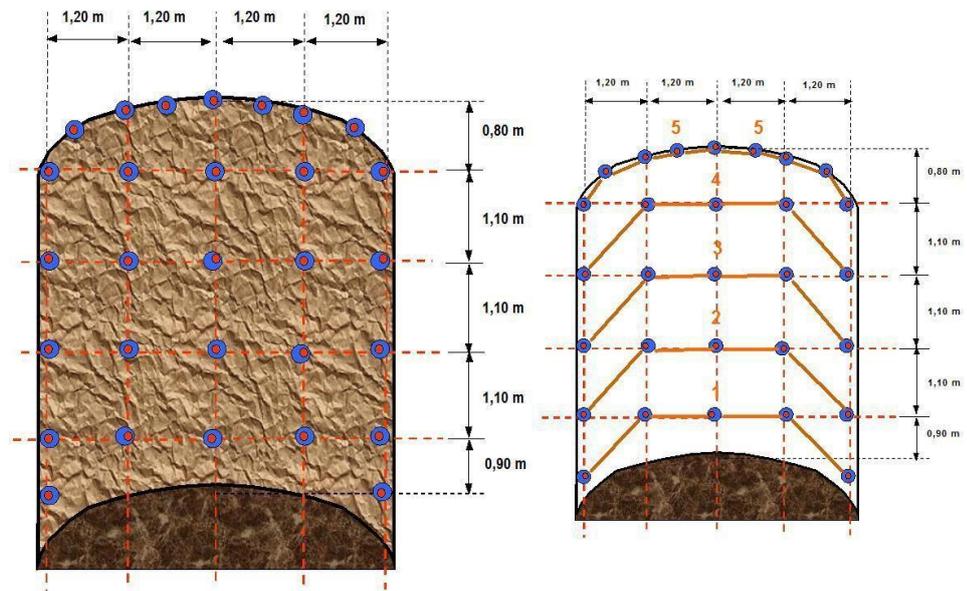


Ilustración 8. Diseño de la malla de voladura en trapecio para un frente en Breasting.

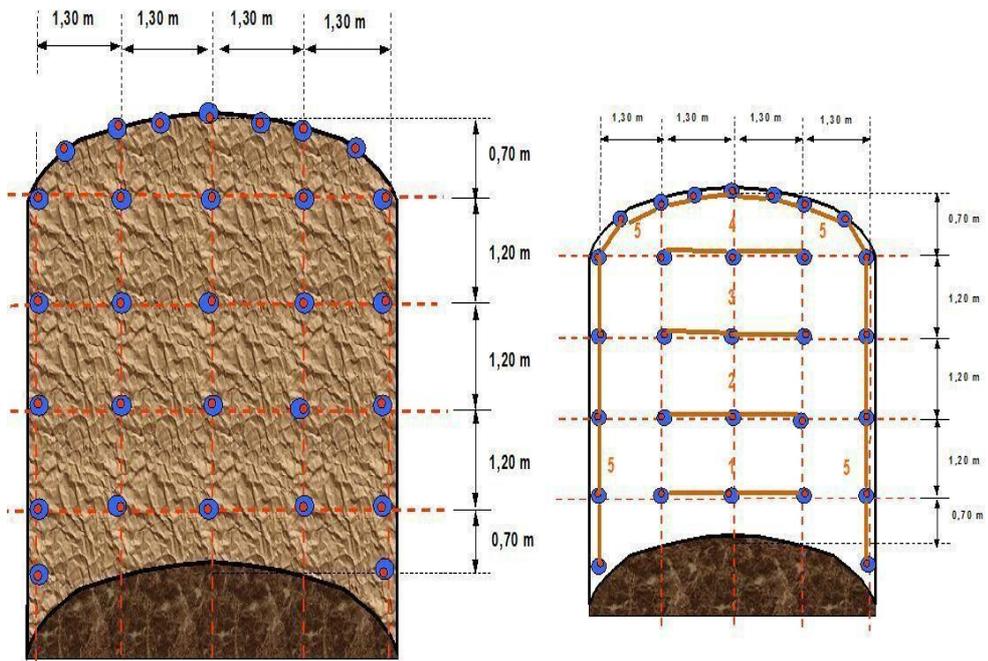


Ilustración 9. Diseño de la malla de voladura fila por fila para un frente en Breasting.



Ilustración 11. Anfo Loader realizando el carguío en un frente en Breasting.

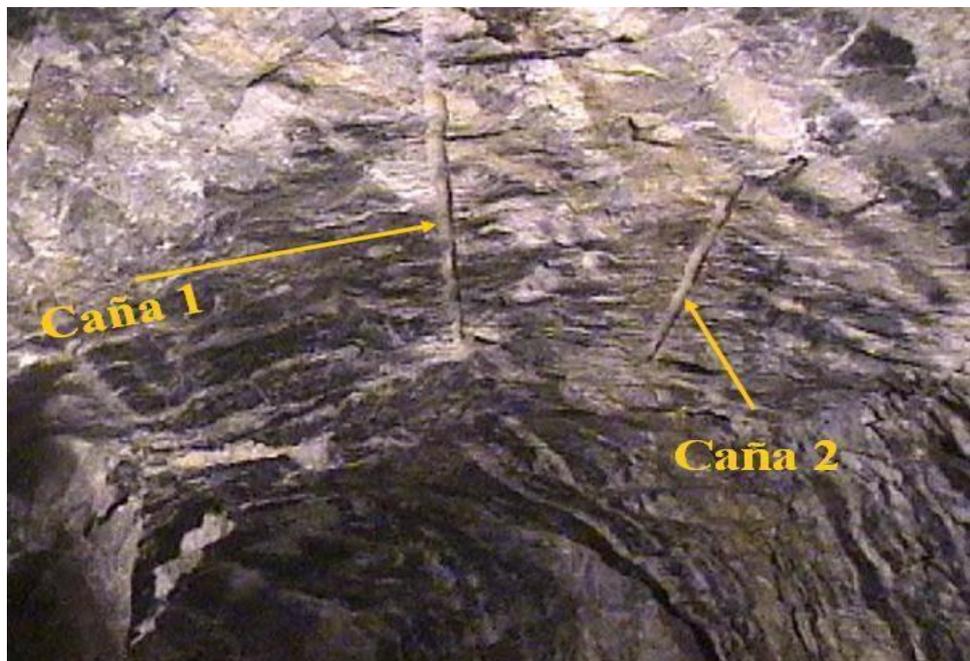


Ilustración 10. La eficiencia y control sobre una voladura (cañas visibles).

VENTILACIÓN

Los sistemas de ventilación de minas son únicos, en el sentido que la ventilación se necesita continuamente en los frentes de trabajo, y los frentes cambian o se alejan gradualmente de la fuente de aire fresco. Esto requiere cambios continuos en los sistemas de ventilación mineros.

Un sistema de ventilación típico se diseña para proporcionar por medios mecánicos bastante aire fresco a las frentes de trabajo, talleres, almacenes y todas las otras áreas de trabajo en la mina.

La condición y actuación del sistema de ventilación debe constantemente evaluarse y registrarse (anotarse). Las normas exigen proporcionar una cantidad adecuada de aire fresco en una mina. El aire del lugar de trabajo debe contener por lo menos 19,5 oxígeno por ciento.

El sistema de ventilación debe reducir o controlar el nivel de polvo y emisiones del diesel en el aire para proporcionar las condiciones ambientales y de funcionamiento adecuadas, también debe controlar la temperatura (muy alta o muy baja). El sistema de ventilación debe expulsar los contaminantes y los gases dañinos y/o diluirlos a límites aceptables. Se requieren cantidades grandes de aire para diluir el monóxido de carbono y otros gases emitidos por los motores diésel bajo tierra.

El sistema de ventilación debe proporcionar suficiente flujo de aire para refrescar al personal y prevenir el stress por el calor. El calor de las máquinas, motores, equipos, iluminación, etc. debe disiparse y llevarse lejos de las áreas de trabajo.

La cantidad de ventilación, convenientemente medida en metros cúbicos de aire por segundo, (m^3/seg), o pies cúbicos por minuto ft^3/min y cfm debe reunir tres requisitos:

Movimiento suficiente de aire a lo largo de la mina, para prevenir la formación de bolsillos de aire rancio, estancado, suficiente aire fresco para limitar el nivel de polución del aire de todas las fuentes en la mina, y suficiente para bajar la temperatura del aire y la humedad, para limitar el stress por el calor.

La ventilación dentro de la mina es uno de los puntos que merece mayor atención, debido a los problemas de contaminación del aire por las actividades de transporte mecanizado. El sistema de ventilación en la actualidad consta con seis ventiladores extractores principales de 90,000 CFM (2) y 100,000 CFM (4), asimismo un ventilador impelente principal de 210,000 CFM y ventilación natural que nos permite un ingreso de aire fresco de 566,000 CFM cubriendo muy estrechamente el requerimiento de 444,750 CFM. Los otros ventiladores de 90,000 CFM, 50,000 CFM y 30,000 CFM ubicados estratégicamente permiten una fluidez de aire fresco aceptable.



Ilustración 12, Mangas de ventilación que proporcionan aire fresco a los frentes de trabajo.

LIMPIEZA Y ACARREO

En cuanto a los sistemas de transporte, en todas las labores se utilizan Scooptrams Diesel de 6yd³ (10 TM) para la limpieza y volquetes de bajo perfil o más conocidos como Dumper de 20 TM de capacidad para transporte al echadero principal, el mineral se traslada hacia los Ore Pass más cercanos los cuales se encuentran en cada subnivel.

Cuando la distancia de acarreo sobrepasa los 200 m, utilizar los Scoops ya no es económicamente factible, por lo que utilizan volquetes de bajo perfil llamados Dumper, con una capacidad de 20 TM. El mineral se verte en los Ore Pass (más conocidos como OP`s) que conducen hasta la tolva, las locomotoras y posteriormente a los Skips de donde son transportados a la ruma de gruesos. El desmonte recogido se verte en los Waste Pass, echaderos de basura localizados en cada subnivel o se coloca como relleno hidráulico.



Ilustración 13. Scoop Caterpillar de 6 yardas cúbicas

RELLENO HIDRÁULICO

Después de haber terminado la limpieza del mineral roto, se comienza la preparación del tajeo para recibir el relleno hidráulico. El material empleado para el relleno hidráulico es el relave proveniente de la planta concentradora; previamente a este relave se hace un tratamiento de cicloneo en donde las fuerzas centrifugas separan los gruesos (Under Flow) de los finos (Over Flow) estas últimas son partículas que crean los siguientes inconvenientes:

- Decantamiento lento del relleno.
- Desgaste de las bombas de relleno.
- Periodo de secado amplio.

Lo que le da el nombre de hidráulico al relleno, es la manera de transportarlo en forma de pulpa a través de tuberías, haciendo uso de un fluido dinámico energizado, como lo es el agua, siguiendo las leyes de la hidráulica y que se comportará como vehículo de transporte.

El relleno que se comporta como un soporte, es una necesidad en los tajeos explotados o vacíos. El objetivo es que no afecte a otras áreas de trabajo, evitando el hundimiento y otros efectos tectónicos y más aún para buscar seguridad en la explotación, puesto que a medida que va profundizándose las labores, las presiones son mayores.

Cabe mencionar pues que el relleno hidráulico, forma parte esencial en el ciclo de operación del minado, y la supervisión debe planificar en qué momento solicitar este, previa coordinación con el área de relleno y así no tener ningún retraso en el ciclo minado.



Ilustración 14. Planta de relleno hidráulico.

4.1.3. Condiciones Geomecánicas de la Masa Rocosa

Dentro de los aspectos litológicos, las características litológicas de la masa rocosa involucrada fueron establecidas a partir de la información registrada del sondaje diamantino Nivel -1140 Pique 02. Según esta información:

Desde el inicio del sondaje hasta los 113.40 m de profundidad se presentan calizas en general, hay un primer tramo de caliza sola, luego caliza brechosa y el último tramo de caliza marmolizada.

Desde los 113.40 m hasta los 248,70 m de profundidad se presenta la roca intrusiva.

Desde los 248,70 m hasta los 377,50 m de profundidad hay presencia de calizas, conformada por caliza brechosa, caliza negra y caliza marmolizada.

Desde los 377,50 m hasta 468,60 m de profundidad hay presencia de mármol, con pequeños tramos de intrusivo y caliza negra.

Desde los 468,60 m hasta los 512,70 m de profundidad se presentan calizas, conformadas principalmente por caliza negra y caliza marmolizada.

CALIDAD DE LA MASA ROCOSA

El sondaje diamantino Nivel -1140 02 realizado a partir del Nivel -1140, ha permitido obtener parámetros geomecánicos para estimar la calidad de la masa rocosa presente. Para ello el personal del Departamento de Geomecánica de mina El Porvenir, ha realizado el logeo geotécnico de los testigos rocosos del sondaje en mención, donde se ha determinado las calidades de masas rocosas presentes en distintos tramos del sondaje.

Para determinar la calidad de la masa rocosa, se ha utilizado el Criterio de Bieniawski (1989). De acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla 1. Criterios para la clasificación de la masa rocosa.

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51 – 60	2.18 – 5.92	Regular A

IIIB	41 – 50	0.72 – 1.95	Regular B
IVA	31 – 40	0.24 – 0.64	Mala A

IVB	21 – 30	0.08 – 0.21	Mala B
V	< 21	<0.08	Muy Mala

Fuente: Departamento de Geomecánica mina El Porvenir

4.2. Presentación, Análisis e Interpretación de Resultados

4.2.1. Rendimientos En Perforación

La Empresa ICIMMET, seguido por la aplicación del ciclo de minado con respecto a la perforación y voladura que permiten establecer propuestas de mejorar los estándares de minado e implementación de los mismos mediante el control de las operaciones en mina y como consecuencia la disminución de los costos operativos.

LABORES DE DESARROLLO

Tabla 2. Rendimiento en perforación.

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS					
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
LABOR SECCIÓN	Frente 6.5 m x 6 m 3	Frente 6.5 m x 6 m	Δ	Unidad	Δ%
PERFORACIÓN					
Tipo de roca	I-II	I-II			
Longitud de barra	3.6	4.2	0.6	m	16.67

Longitud efectiva de perforación	3	3.32	0.32	m	10.67
Avance	2.21	3.04	0.83	m	37.56
Rendimiento en avance	73.67	91.57	17.9	%	24.3
Volumen a romper por disparo	22.85	31.97	9.12	m ³ /disparo	39.91
Tonelaje obtenido por disparo	61.7	86.31	24.61	t/disparo	39.89
Parámetros de perforación					
Diámetro de la broca	45	45	0	mm	0
Espaciamiento	0.6	0.45	-0.15	m	-25
Burden	0.5	0.4	-0.15	m	-20
Numero de taladros	28	34	6	taladros	21.43
Rendimiento					
Rendimiento de perforación	50	68.32	18.32	mph	36.64
Taladros perforados por hora	19.23	20.91	1.68	taladros/h	8.74

OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
LABOR SECCIÓN	Frente 6.5 m x 6 m	Frente 6.5 m x 6 m	Δ	Unidad	Δ%
Tiempo efectivo de	1.46	1.63	0.17	h	11.64

perforación					
Tiempo de maniobras por taladro	0.23	0.28	0.05	h	21.74
Tiempo de posicionamiento	0.33	0.33	0	h	0
Tiempo total de perforación	2.02	2.24	0.22	h	10.89
Toneladas rotas por taladro	2.2	2.54	0.34	t/taladro	15.45

COSTOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN				
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN	
Frente 6.5 m x 6 m	(US\$/m)	(US\$/m)	Δ	Δ%
PERFORACIÓN	160.97	125.04	-35.93	-22.32
MANO DE OBRA	30.55	27.59	-2.96	-9.69
Operador Jumbo	12.22	8.87	-3.35	-27.41
Ayudante Operador Jumbo	10.86	7.88	-2.98	-27.44
Capataz	7.47	10.84	3.37	45.11
INSUMOS	25.34	21.17	-4.17	-16.45
ACEROS DE PERFORACIÓN	6.728	7.66	0.932	13.85
Barra de extensión	3.27	3.19	-0.084	-2.57
Broca de 45mm	0.85	0.83	-0.024	-2.81
Shank adapter	0.91	0.89	-0.02	-2.2

Coopling	0.65	0.64	-0.01	-1.54
Broca escariadora de 3.5"	0.09	0.07	-0.02	-22.22
Adapter piloto	0.05	0.04	-0.01	-20
Aguzadora de copas	0.9	2	1.1	122.22
MATERIALES	18.61	13.51	-5.1	-27.4046212
Mangas de ventilación de 30"	5.36	3.89	-1.47	-27.43
Alcayatas de 3 cuerpos	6.46	4.69	-1.77	-27.4
Tubos de PVC 1 1/2 x 3 m	6.79	4.93	-1.86	-27.39
EQUIPOS	105.08	76.28	-28.8	-27.41
Jumbo de 1 brazo	105.08	76.28	-28.8	-27.41

Se programó realizar las perforaciones con barra de 12 pies de longitud, sin embargo, se viene realizando la perforación con barra de 14 pies, debido a que la supervisión del área de operaciones mina supone que con una barra de mayor longitud se logrará un mayor avance. Esto podría ser correcto si primero se optimiza el control de los principales parámetros de perforación.

En lo que respecta a la malla de perforación se diseñó realizar una malla de perforación con arranque corte quemado de 28 taladros, con 0,6 m de espaciamiento y 0,5 m de burden, sin embargo en la práctica se viene realizando una malla de corte quemado de 34 taladros con 0,45 m de espaciamiento y 0,4 m de burden.

En la práctica se perfora un promedio de 3,3 m obteniéndose un avance real promedio de 3,04 m, lo cual representa el 91,7%. Al perforar con barra de 14 pies, en una roca de tipo I - II, se puede tener una longitud mínima efectiva de perforación de 3,6 m y se obtendría un avance de 3,29 m siempre y cuando se tenga un buen diseño de malla, una buena distribución de taladros debido al buen trazado de la malla y el control del paralelismo entre los taladros además de una buena distribución de la carga explosiva.

Finalmente, en lo que respecta al tiempo de perforación se puede observar que existen demoras por concepto de maniobras entre taladro y taladro, esto se debe a que la superficie del frente no es uniforme producto de una mala voladura y además a que el operador tiene que calcular la posición exacta del taladro.

Por otro lado, la velocidad de perforación no es la óptima, debido a la antigüedad propia de la máquina, y a la falta de paralelismo. Con un buen paralelismo se puede llegar a una velocidad de 70 mph.

LABORES DE PRODUCCIÓN

Tabla 3. Rendimiento en perforación programado y real.

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS					
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
SECCIÓN	Breasting	Breasting	Δ	Unidad	$\Delta\%$
PERFORACIÓN					

Tipo de roca	l-II	l-II			
Longitud de barra	3.6	3.6	0	m	0
Longitud efectiva de perforación	3.2	3.3	0.1	m	3.12
Avance	2.88	2.74	- 0.14	m	-4.86
Rendimiento en avance	90	83.03	- 6.97	%	-7.74
Volumen a romper por disparo	30.26	28.8	- 1.46	m ³ /dispar aro	-4.82
Tonelaje obtenido por disparo	87.75	83.53	- 4.22	t/disparo	-4.81
Parámetros de perforación					
Diámetro de la broca	45	45	0	mm	0
Espaciamiento	0.75	1	0.25	m	33.33
Burden	0.75	0.9	0.15	m	20
Numero de taladros	15	19	4	taladros	26.67
Rendimiento					
Rendimiento de perforación	50	50.62	0.62	mph	1.24
Taladros por hora	15.63	16.87	1.24	taladros/ h	7.93
Tiempo efectivo de	0.96	1.13	0.17	h	17.71

perforación					
Tiempo de maniobras por taladro	0.12	0.16	0.04	h	33.33
Tiempo de posicionamiento	0.33	0.33	0	h	0
Tiempo total de perforación	1.42	1.62	0.2	h	14.08
Toneladas rotas por taladro	5.18	4.4	- 0.78	t/taladro	-15.06

COSTOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN				
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN	
Breasting	(US\$/m)	(US\$/m)	Δ	$\Delta\%$
PERFORACIÓN	128.76	132.47	4.75	3.18
MANO DE OBRA	30.55	27.59	-2.96	-9.69
Operador Jumbo	12.22	8.87	-3.35	-27.41
Ayudante Operador Jumbo	10.86	7.88	-2.98	-27.44
Capataz	7.47	10.84	3.37	45.11
INSUMOS	17.57	20.22	2.65	15.08
ACEROS DE PERFORACIÓN	3.3	5.23	1.93	58.48
Barra de extensión	1.44	1.79	0.35	24.31

Broca de 45 mm	0.37	0.47	0.1	27.03
Shank adapter	0.4	0.5	0.1	25
Coopling	0.29	0.36	0.07	24.14
Broca escariadora de 3.5"	0.07	0.07	0	0
Adapter piloto	0.04	0.04	0	0
Aguzadora de copas	0.69	2	1.31	189.86
MATERIALES	14.27	14.99	0.72	5.05
Mangas de ventilación de 30"	4.11	4.32	0.21	5.11
Alcayatas de 3 cuerpos	4.95	5.2	0.25	5.05
Tubos de PVC 1 1/2" x 3 m	5.21	5.47	0.26	4.99
EQUIPOS	80.64	84.66	5.06	4.99
Jumbo de 1 brazo	80.64	84.66	4.02	4.99

COSTOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN				
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACION	
Breasting	(US\$/t)	(US\$/t)	Δ	Δ%
PERFORACIÓN		4.35	0.12	2.83
4.23				
MANO DE OBRA	1	0.91	-0.1	-9.74
Operador Jumbo	0.4	0.29	-0.11	-27.45
Ayudante Operador	0.36	0.26	-0.1	-27.48

Jumbo				
Capataz	0.25	0.36	0.11	45.03
INSUMOS	0.58	0.66	0.09	15.02
ACEROS DE PERFORACIÓN	0.11	0.17	0.06	58.4
Barra de extensión	0.05	0.06	0.01	24.24
Broca de 45mm	0.01	0.02	0	26.96
Shank adapter	0.01	0.02	0	24.93
Coopling	0.01	0.01	0	24.07
Broca escariadora de 3.5"	0	0	0	-0.05
Adapter piloto	0	0	0	-0.05
Aguzadora de copas	0.02	0.07	0.04	189.7
MATERIALES	0.47	0.49	0.02	4.99
Mangas de ventilación de 30"	0.13	0.14	0.01	5.05
Alcayatas de 3 cuerpos	0.16	0.17	0.01	4.99
Tubos de pvc 1 1/2 x 3 m	0.17	0.18	0.01	4.93
EQUIPOS	2.65	2.78	0.13	4.93
Jumbo de 1 brazo	2.65	2.78	0.13	4.93

En el caso de la malla de perforación, para una sección de 6.5 m x 6 m se programó realizar una malla de 15 taladros de 0.75 m de espaciamiento y 0.75 m de burden, sin embargo, esto es erróneo, ya que en la práctica se

viene realizando una malla 19 taladros de 1m de espaciamiento y 0.9 m de burden.

En la práctica se perfora 3.0 m obteniéndose un avance de 2.74 m, lo cual es el 91.44%. En lo programado se perfora 3.2 m y se obtiene un avance de 2.88 m, lo cual es el 90%. El avance es adecuado sin embargo se podría mejorar con un buen diseño de malla y una buena distribución de taladros (lo cual se logra con el pintado de la malla y con el control del paralelismo entre los taladros) y una buena distribución de carga explosiva.

Finalmente, en lo que respecta al tiempo de perforación se puede observar que existen demoras por concepto de maniobras entre taladro y taladro, esto se debe a que la superficie del frente no es uniforme producto de un mal avance y a que el operador tiene que calcular la posición del taladro, lo cual también se evitaría si se pintara la malla continuamente.

4.2.2. Diagnóstico de los Rendimientos en Voladura

Labores De Desarrollo

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS EN VOLADURA					
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
SECCIÓN	6.5 m x 6.5 m	6.5 m x 6 m	Δ	Unidad	Δ%
VOLADURA					
Emulsiones explosivas					
Emulnor 5000 11/8" x 16"	6.61	9	2.39	kg	36.16
Emulnor 3000 11/8" x 16"	47.05	50	2.95	kg	6.27
Total de kilogramos de explosivo	53.66	59	5.34	kg	9.95
Factor de avance	24.28	19.41	-4.87	kg/m	-20.07
Factor de Potencia	0.87	0.68	-0.19	kg/t	-21.84
Factor de carga	2.35	1.85	-0.5	kg/m ³	-21.28
Tiempo de carguío y cebado por taladro	1	1	0	min	0
Tiempo total de carguío	0.47	0.57	0.1	h	21.28

Tabla 4. Rendimiento de Voladura programado y real.

OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN	
Frente 6.5 m x 6 m	(US\$/m3)	(US\$/m3)	Δ	Δ%
VOLADURA	9.27	7.15	-2.12	-22.86
MANO DE OBRA	3.54	2.53	-1.0091	-57
Cargador – Desatador	2.1	1.5	-0.5991	-28.53
Capataz	1.44	1	-0.41	-28.47
INSUMOS	5.73	4.62	-1.32	-148.76
Explosivos	4.15	3.25	-0.63	-129.43
Emulnor 3000 1 1/8" x 16"	3.56	2.87	-0.688	-19.33
Emulnor 5000 1 1/8" x 16"	0.5	0.32	-0.182	-36.4

Cordón detonante 3P	0.09	0.06	-0.03	-33.33
Accesorios de voladura	1.58	1.37	-0.21	-13.29
Fanel	1.53	1.33	-0.2	-13.07
Mecha de seguridad	0.03	0.02	-0.01	-33.33
Fulminante	0.01	0.01	0	0
Conectores	0.01	0.01	0	0
Mecha rápida	0	0	0	0

Según lo programado se puede observar que se necesita 53.66 kg para realizar un frente de 6.5 m x 6 m, con un factor de carga de 2.35 kg/m³. Sin embargo, en la realidad se usa 59 kg de emulsión con un factor de carga de 1.85 kg/m³, que es lo mismo que entender que se emplea 19.41 kg de explosivo por metro avanzado, sin embargo, estos indicadores son todavía excesivos. Esto se debe a que no se tiene una buena malla de perforación y no se tiene paralelismo, por otro lado, existe la mala práctica de cargar totalmente el taladro y no como máximo a un 75% como debería ser.

Con un buen paralelismo, una buena malla de perforación, mejor distribución de carga y una mejor secuencia de salida se puede llegar a 1.52 kg/m³.

LABORES DE PRODUCCIÓN

Tabla 5. Rendimiento de voladura programado y real.

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS EN VOLADURA					
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
SECCIÓN	Breasting	Breasting	Δ	Unidad	Δ%
VOLADURA					
Emulsiones explosivas					
Emulnor 3000 1 1/8" x 16"	24.89	37.15	12.26	kg	49.26
Total, de kilogramos de explosivo	24.89	37.15	12.26	kg	49.26
Factor de Potencia	0.32	0.48	0.16	kg/t	50
Factor de carga	1.02	1.29	0.27	kg/m ³	26.47

Tiempo de carguío y cebado por taladro	1	1	0	min	0
Tiempo total de carguío	0.25	0.32	0.07	h	26.67

COSTOS UNITARIOS DE VOLADURA				
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN	
Breasting	(US\$/m3)	(US\$/m3)	Δ	Δ%
VOLADURA	4.91	5.91	1	20.26
MANO DE OBRA	2.67	2.81	0.14	10.14
Cargador- Desatador	1.59	1.67	0.08	5.07
Capataz	1.09	1.14	0.06	5.07
INSUMOS	2.24	3.1	0.86	38.38
Explosivos	1.45	2.26	0.81	85.2
Emulnor 3000 1 1/8" x 16"	1.4	2.19	0.79	56.82
Emulnor 5000 1 1/8" x 16"				
Cordón detonante 3P	0.05	0.07	0.02	28.38
Accesorios de voladura	0.79	0.84	0.05	21.7
Fanel	0.77	0.82	0.05	6.49
Mecha de seguridad	0	0	0	5.07
Fulminante	0	0	0	5.07
Conectores	0.01	0.01	0	5.07
Mecha rápida	0	0	0	0

Según lo programado se puede observar que se necesita 24.89 kg para realizar un breasting de 15 taladros, con un factor de carga de 1.02 kg/m³

y 0.32 kg/t. Sin embargo, en la realidad se usa 37.15 kg de emulsión con un factor de carga de 1.29 kg/m³ y 0.48 kg/t, lo cual es excesivo.

El problema radica en que no se tiene una buena malla de perforación y ni buen paralelismo, por otro lado existe la mala práctica de cargar totalmente el taladro y no a un 75% como debería ser. Con un buen paralelismo, una buena malla de perforación, mejor distribución de carga y una mejor secuencia de salida se puede obtener un factor de carga de 0.34 kg/m³, lo cual es similar a lo programado pero con las mejoras del caso.

4.2.3. Diagnóstico de los Rendimientos en Limpieza y

Acarreo

LABORES DE DESARROLLO

Se coloca limpieza - acarreo porque en mina, la limpieza propiamente dicha no se da. Esto se debe a que no existen cámaras de acumulación o de carguío cercanas a los frentes lo que hace que el equipo LHD 3.5 yd³ recorra longitudes de hasta 400 m, haciendo que la operación unitaria sea ineficiente.

Tabla 6. Rendimiento en limpieza - acarreo programado y real.

OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
				Unidad	%
SECCIÓN	6.5 m x 6 m	6.5 m x 6 m	Δ		
LIMPIEZA Y ACARREO					
Capacidad del scoop	3.5	3.5	0	yd ³	0

Capacidad del Scoop	2.68	2.68	0	m3	0
Factor de llenado	0.85	0.85	0	%	0
Capacidad real del Scoop	2.27	2.27	0	m3	0
Factor de esponjamiento	40	40	0	%	0
Metros cúbicos volados	22.85	31.97	9.12	m3	39.91
Metros cúbicos esponjados	31.99	44.76	12.77	m3	39.91
Velocidad promedio Scoop	4.5	5	0.5	km/h	11.11
Pendiente	12	12	0	%	0
Distancia a la cámara	0.15	0.3	0.15	km	100
<i>Ciclo</i>	0.08	0.1	0.025	h	33.33
Traslado con carga	0.03	0.04	0.01	h	33.33
Traslado sin carga	0.02	0.03	0.01	h	50
Maniobras totales	0.025	0.03	0.005	h	20
Ciclo en minutos	4.5	6	1.5	min	33.33
Numero de ciclos	14.09	19.72	5.62	ciclos	39.91
Tiempo total de limpieza	1.06	1.97	0.91	h	86.55
Rendimiento del Scoop	30.27	22.7	-7.57	m3/h	-25

COSTOS UNITARIOS DE LIMPIEZA-ACARREO				
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN	
Labor de Desarrollo	(US\$/m3)	(US\$/m3)	Δ	Δ%
LIMPIEZA - ACARREO	3.87	5.16	1.29	33.35
MANO DE OBRA	1.01	1.35	0.34	33.35
Operador Scoop	0.84	1.12	0.28	33.35
Capataz	0.17	0.23	0.06	33.35
EQUIPOS	2.86	3.81	0.95	33.35
Scoop (3.5yd3)	2.86	3.81	0.95	33.35

Según lo programado se deben tener cámaras cada 150 m, para tener un rendimiento de 30 m³/h con una pendiente de 12% a 14% como máximo, sin embargo en la práctica se tiene distancias de acarreo (mal llamada distancia de limpieza por lo explicado en el párrafo anterior) de 200 m hasta 400 m, teniendo un promedio de 300 m, obteniendo un rendimiento de 22.7 m³/h en el mejor de los casos.

El avance de los frentes debe ser llevado con cámaras de carguío y/o acumulación cada 150 m, lo cual asegura una limpieza real y por ende óptima de la operación unitaria que permita alcanzar rendimientos de 33 m³/h.

Cabe resaltar que este rendimiento solo se obtendrá llevando labores a gradientes no mayores a 12% y conservando un buen piso de labor.

Se puede observar que el ciclo del equipo LHD 3.5 yd³ es de 6.5 minutos según lo programado, lo cual se debe principalmente a la velocidad de traslación del equipo (4.5 kmph), para una distancia de 150 m. Sin embargo en la práctica se puede observar que la velocidad aumenta a 5 kmph, así como la distancia, teniendo un ciclo de 6.25 minutos.

LABORES DE PRODUCCIÓN

Tabla 7. Rendimiento de limpieza-acarreo programado y real.

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS					
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
Labores de Producción			Δ	Unidad	%
LIMPIEZA Y ACARREO					
Capacidad del scoop	3.5	3.5	0	yd3	0
Capacidad del scoop	2.68	2.68	0	m3	0
Factor de llenado	0.85	0.85	0	%	0
Capacidad real del scoop	2.27	2.27	0	m3	0
Factor de esponjamiento	40	40	0	%	0
Metros cúbicos volados	30.26	28.8	-1.46	m3	-4.82

Metros cúbicos esponjados	42.364	40.32	-2.04	m3	-4.82
Velocidad promedio scoop	4.5	5	0.5	km/h	11.11
Pendiente	12	12	0	%	0
Distancia al ore pass	0.15	0.3	0.15	km	100
Ciclo	0.075	0.1	0.025	h	33.33
Traslado con carga	0.03	0.04	0.01	h	33.33
Traslado sin carga	0.02	0.03	0.01	h	50
Maniobras totales	0.025	0.03	0.005	h	20
Ciclo en minutos	4.5	6	1.5	min	33.33
Numero de ciclos	14.96	20.81	5.85	ciclos	39.1
Tiempo total de limpieza	1.12	2.08	0.96	h	85.47
Rendimiento del scoop	30.27	22.7	-7.57	m3/h	-25

COSTOS UNITARIOS DE LIMPIEZA-ACARREO				
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VA RIACIÓN	
			Δ	Δ%
Labor de Producción	(US\$/m3)	(US\$/m3)		
LIMPIEZA-ACARREO	4.4	5.86	1.47	33.35
MANO DE	0.96	1.28	0.32	33.35

OBRA				
Operador scoop	0.79	1.06	0.26	33.35
Capataz	0.16	0.22	0.05	33.35
EQUIPOS	3.44	4.59	1.15	33.35
Scoop (3.5yd3)	3.44	4.59	1.15	33.35

Según lo programado, los tajeos deben tener sus cámaras de acumulación de mineral o sus echaderos a una distancia no mayor a los 150 m, para tener un rendimiento de 30 m³/h con una pendiente máxima de 12%, sin embargo en la práctica se tiene distancias de acarreo hasta de 400 m, obteniéndose un rendimiento de 22.7 m³/h. Se puede observar que el ciclo del equipo LHD 3.5 yd³ es de 4.5 minutos según lo programado, lo cual se debe principalmente a la velocidad de traslación del equipo (4.5 km/h), para una distancia de 150 m. Sin embargo en la práctica se puede observar que la velocidad aumenta a 5 km/h con un ciclo de 6 minutos debido a la mayor distancia de recorrido.

4.2.4. Diagnóstico de los Rendimientos en Sostenimiento

Con Pernos Split Set

Labores de Desarrollo

Tabla 8. Rendimientos de sostenimiento de los pernos Split set, programado y real

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS					
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
Labores de Desarrollo			Δ	Unidad	%
SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET					
Tipo de roca	I-II	I-II			
Área a sostener	10.4	12.18	1.78	m ²	17.12
Espaciamiento pernos	1.5	1.5	0	m	0
Pernos por frente	5	5	0	pernos/ frente	0
Longitud del taladro	3.05	5.05	0	m	0
Tiempo de perforación por taladro	0.04	0.04	0	h	0
Tiempo de perforación del frente	0.21	0.21	0	h	0
Tiempo de instalación por perno	0.02	0.02	0	h	0
Tiempo de instalación de los pernos	0.09	0.09	0	h	0
Tiempo de emperado por frente	0.29	0.29	0	h	0
Grado de ocurrencia	0.5	0.5	0		0
Tiempo de emper. con grado de ocurrencia	0.15	0.15	0	h	0
Rendimiento	17	17	0	pernos/h	0

COSTOS UNITARIOS DE SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET				
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN	
Labores de Desarrollo	(US\$/perno)	(US\$/perno)	Δ	Δ%
SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET	12.49	12.49	0	0
MANO DE OBRA	0.76	0.76	0	0
Operador de Jumbo	0.26	0.26	0	0
Ayudante de Jumbo	0.47	0.47	0	0
Capataz	0.03	0.03	0	0
MATERIALES	7.21	7.21	0	0
Barras de perforación 12 pies	0.15	0.15	0	0
Broca 35 mm	0.07	0.07	0	0
Shank adapter	0.06	0.06	0	0
Coopling	0.04	0.04	0	0
Perno spilitset	6	6	0	0
Adaptador perno	0.77	0.77	0	0
Manguera de 1 pulgada	0.12	0.12	0	0
EQUIPOS	4.52	4.52	0	0
Jumbo de 1 brazo	4.52	4.52	0	0

En lo que respecta a sostenimiento, según lo programado, se ha optado por colocar pernos Split set de 12 pies, con un rendimiento de 17 pernos/h, lo cual aumenta en la práctica a 21 pernos/h. Sin embargo el problema se debe a que no se deben colocar pernos Split set para una labor temporal, se deben colocar pernos helicoidales o en su defecto pernos hydrabolt.

Los pernos Split set tienen una resistencia a la carga de 1 t/pie, mientras que los pernos hydrabolt tienen una resistencia a la carga de 2 t/pie. Por otro lado, en lo que respecta a los pernos helicoidales, se tiene una resistencia a la carga de 4 t/pie, haciéndolos los ideales para labores permanentes.

En lo que respecta a los pernos helicoidales no son colocados debido a que toma mayor tiempo que los pernos Split set en la instalación (perforación e inyección).

La colocación de pernos Split set se debe a que son más rápidos de colocar y porque no se cuenta con equipo necesario para la colocación de hydrabolt.

Colocar pernos Split set es más rápido y agiliza el ciclo de las operaciones unitarias, sin embargo no garantiza la durabilidad del sostenimiento de la labor, lo cual, si hace el perno helicoidal y en menor grado el perno hydrabolt.

El rendimiento del sostenimiento con pernos Split set es 17 pernos/h, lo cual es similar a lo visto en la práctica. Sin embargo esto se puede

optimizar reduciendo los tiempos muertos de perforación y marcando previamente la malla de sostenimiento con perno Split set.

Labores de Producción

Tabla 9. Rendimiento de sostenimiento con Split set, programado y real.

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS					
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
Labores de Producción			Δ	Unidad	Δ%
SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET					
Tipo de roca	I-II	I-II			
Área a sostener	11.52	10.97	-0.55	m ²	-4.77
Espaciamiento pernos	1.5	1.5	0	m	0
Pernos por frente	5	5	0	perno/frente	0
Longitud del taladro	3.05	3.05	0	m	0
Tiempo de perforación por taladro	0.04	0.04	0	h	0
Tiempo de perforación del frente	0.21	0.21	0	h	0
Tiempo de instalación por perno	0.02	0.02	0	h	-11.11
Tiempo de instalación de los pernos	0.08	0.08	0	h	0
Tiempo de empernado por frente	0.29	0.29	0	h	0
Grado de ocurrencia	0.5	0.5	0		0
Tiempo de empernado con grado de ocurrencia	0.15	0.15	0	h	0
Rendimiento	17	17	0	pernos/h	0

COSTOS UNITARIOS DE SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET				
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN	
Labor de Producción	(US\$/perno)	(US\$/perno)	Δ	Δ%
SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET	12.49	12.49	0	0
MANO DE OBRA	0.76	0.76	0	0
Operador de Jumbo	0.26	0.26	0	0
Ayudante de Jumbo	0.47	0.47	0	0
Capataz	0.03	0.03	0	0
MATERIALES	7.21	7.21	0	0
Barras de perforación 12 pies	0.15	0.15	0	0
Broca 35mm	0.07	0.07	0	0
Shank adapter	0.06	0.06	0	0
Coopling	0.04	0.04	0	0
Perno Split set	6	6	0	0
Adaptador perno	0.77	0.77	0	0
Mang. de 1 pulgada	0.12	0.12	0	0
EQUIPOS	4.52	4.52	0	0
Jumbo de 1 brazo	4.52	4.52	0	0

En lo que respecta a sostenimiento, según lo programado, se ha optado por colocar pernos Split set de 12 pies, con un rendimiento de 17 pernos/h, lo cual es similar a lo visto en la práctica. Sin embargo esto se puede optimizar reduciendo los tiempos muertos de perforación y marcando previamente la malla de sostenimiento con perno Split set.

4.2.5. Diagnóstico De Los Rendimientos En Sostenimiento

Con Shotcrete

Labores de Desarrollo

Tabla 10. Rendimientos para el lanzamiento de shotcrete vía seca, programado y real.

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS					
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
			Δ	Unidad	%
Labores de Desarrollo	6.5 m x 6 m	6.5 m x 6m			
SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE de 2" de espesor					
Tipo de shotcrete	Seca	Seca			
Bolsas de cemento por m ³ de mezcla	8	8	0	bolsas	0
Aditivo por m ³	2	2.5	0.5	gl	25
Fibra metálica	25	25	0	kg	0
Volumen de mezcla para cubrir	0.56	0.62	0.06	m ³	10.7 1

Desperdicio de material por rebote	40	48	8 %	20
Área cubierta m2 por m3 de mezcla	11.81	10.24	-1.57 m2/m3	-13.33
Rendimiento	1	1.67	0.67 m3/h	67
Tiempo de lanzado de shotcrete	1.06	0.87	-0.19 h	-17.92
Grado de ocurrencia	30	30	0 %	0
Tiempo de lanzado de shotcrete con grado de ocurrencia	0.32	0.26	-0.057 h	-17.92
COSTOS UNITARIOS DE SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE				
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN	
Labor de Desarrollo	(US\$/m2)	(US\$/m2)	Δ	Δ%
SOST. CON SHOTCRETE	27.6	31.8	4.23	15.33
MANO DE OBRA	5.3	6.11	0.81	15.33
Capataz	1.1	1.27	0.17	15.33
Operador	0.9	1.04	0.14	15.33
Lanzador	0.9	1.04	0.14	15.33
Ayudante	2.4	2.77	0.37	15.33
MATERIALES	14.47	16.69	2.22	15.33

Cemento	5	5.77	0.77	15.33
Arena 1/2"	0.28	0.32	0.04	15.33
Acelerante	5.19	5.99	0.8	15.33
Fibra de acero	4	4.61	0.61	15.33
EQUIPOS	7.8	9	1.2	15.33
Shotcretera	2.6	3	0.4	15.33
Scoop	5.2	6	0.8	15.33

Según lo programado el rendimiento en lanzado de shotcrete es de $1\text{m}^3/\text{h}$, lo cual ha sido ampliamente superado en un 67% por la práctica debido a que ha disminuido el tiempo de traslado de materiales a la labor, se pueden observar los rendimientos para el lanzado de shotcrete vía seca según lo programado y lo visto en la práctica.

Labores de Producción

Tabla 11. Rendimientos para el lanzado de shotcrete vía seca, programado y real.

COSTOS UNITARIOS DE SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE				
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN	
Labor de Desarrollo	(US\$/m ²)	(US\$/m ²)	Δ	Δ%
SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE de 1" de espesor	13.79	13.79	0	0
MANO DE OBRA	2.65	2.65	0	0
Capataz	0.55	0.55	0	0

Operador	0.45	0.45	0	0
Lanzador	0.45	0.45	0	0
Ayudante	1.2	1.2	0	0
MATERIALES	7.24	7.24	0	0
Cemento	2.5	2.5	0	0
Arena 1/2"	0.14	0.14	0	0
Acelerante	2.6	2.6	0	0
Fibra de acero	2	2	0	0
EQUIPOS	3.9	3.9	0	0
Shotcretera	1.3	1.3	0	0
Scoop	2.6	2.6	0	0

En lo que respecta a tajos, cuando se tiene una excavación inestable, se acostumbra lanzar shotcrete pero con un espesor de 1 pulgada, lo cual es menor al que se lanza en labores de desarrollo. De esta manera se genera un lugar seguro (guarda cabeza) para entrar a minar ya sea realizando breasting o realce.

El lanzamiento del shotcrete en el sostenimiento de las labores de producción (tajos) es similar a lo programado, considerándose un rebote del 40%, se pueden observar los rendimientos para el lanzado de shotcrete vía seca de acuerdo al presupuesto.

Finalmente, el sostenimiento con shotcrete es uno de los puntos de menor eficiencia, dentro de las operaciones unitarias. Es así, que el rebote juega un papel importante dentro del sostenimiento con shotcrete.

En lo programado se ha tomado como rebote el 40% del total, sin embargo en la práctica está alrededor del 48%.

Las causas de este rebote son:

- Tipo de arena: La cantidad de cemento, fibra metálica y aditivo es la adecuada. Según lo programado se tiene que la cantidad de cemento es de 8 bolsas/m³, fibra metálica es de 25 kg/m³ y de aditivo es 2 gl/m³, lo cual es similar a la práctica, sin embargo el porcentaje de rebote ha aumentado en 8% con respecto al presupuesto, debido a que la calidad de la arena utilizada no es de buena calidad, lo cual ocasiona que el concreto sea pobre y por ende no se adhiera bien a las paredes de la excavación.
- Mala práctica en el lanzamiento del shotcrete: La distancia óptima para lanzar el shotcrete no debe ser mayor a 1.5 m, sin embargo se puede observar en la práctica que la distancia es muy variable (va desde 1 m hasta 3 a 4 metros). Este exceso en la distancia ocasiona que la mezcla no llega con la suficiente fuerza para adherirse a la pared de la excavación y por ende se despegas y cae al piso.

4.2.6. Resumen de los Diagnósticos de los Rendimientos

Programados y Reales

En la Perforación en Desarrollos se observan ciertas mejoras en lo que respecta a los Rendimientos y Costos unitarios (US\$/m), debiéndose esto esencialmente a que en lo programado se estableció realizar la perforación con barrenos de 12 pies de longitud y en la práctica se realiza con barrenos de 14 pies, obteniéndose por ello una ciertas

variación de los indicadores de rendimiento de metros avanzados por disparo de 0,83 m/disparo a favor, es decir un 37.55 % más si se compara con lo programado con barreno de 12 pies, y del mismo modo con respecto a los costos unitarios se observa una aparente reducción de 35.93 US\$/m, es decir un 22.32% como reducción del costo unitario de perforación. Sin embargo estos rendimientos no deben de ser considerados como significativos, sino que se debe comparar con lo óptimo que se podría obtener, es decir si el rendimiento hipotéticamente fuera del 100% que es lo que se obtiene con un avance ideal de 3.96 m, con barreno de 14 pies. Por tanto la eficiencia real del avance por disparo sería del 76% y el costo unitario de perforación se incrementaría en un 30% si lo comparamos con el costo unitario ideal de perforación que es 96 \$/m, que es que se obtiene con un avance ideal del 100%.

Así mismo el avance por disparo programado es bajo, ya que un avance de 2.21 m (para perforación con barreno de 12 pies) representa sólo un rendimiento del 63.63% de lo óptimo a obtener (3.30 m de avance al 100% de rendimiento). Se tiene un excedente del 21.43% con respecto al presupuesto en el número de taladros a perforar o metros perforados.

En la perforación de Producción (Breasting) se observan Rendimientos inferiores a los Programados y costos unitarios (US\$/t) superiores, excedente en el número de taladros a perforar; todo esto debido a prácticas y procedimientos no óptimos de trabajo y a una falta de control y supervisión de esta importante operación unitaria.

Tabla 12. Resumen del diagnóstico de las operaciones unitarias de voladuras en avance y en breasting, programado y real.

RESUMEN DEL DIAGNOSTICO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS					
OPERACIONES UNITARIAS	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
			Δ	Unidad	Δ%
VOLADURA EN AVANCES					
Rendimientos y eficiencias					
Kilogramos de explosivo por disparo	53.66	59	5.34	kg/disparo	9.95
Factor de avance	24.28	19.41	-4.87	kg/m	-20.06
Factor de carga	2.35	1.85	-0.5	kg/m ³	-21.28
Costos					
Costo Unitario de Voladura	9.27	7.15	-2.12	US\$/m ³	-22.87
Mano de Obra	3.54	2.53	-1.01	US\$/m ³	-28.53
Insumos	5.73	4.62	-1.11	US\$/m ³	-19.37
Explosivos	4.15	3.25	-0.9	US\$/m ³	-21.69
Accesorios de voladura	1.58	1.37	-0.21	US\$/m ³	-13.29
VOLADURA EN BREASTING					
Rendimientos y eficiencias					
Kilogramos de explosivo por disparo	24.89	37.15	12.26	kg/disparo	49.26
Factor de Potencia	0.32	0.48	0.16	kg/t	50
Factor de Carga	1.02	1.29	0.27	kg/m ³	26.47
Costos					
Costo Unitario de Voladura	4.91	5.91	1	US\$/m ³	20.37
Mano de Obra	2.67	2.81	0.14	US\$/m ³	5.24
Insumos	2.24	3.1	0.86	US\$/m ³	38.39
Explosivos	1.45	2.26	0.81	US\$/m ³	55.86
Accesorios de voladura	0.79	0.84	0.05	US\$/m ³	6.33

En Voladura en avances se observan algunas mejoras en los que respecta a los Rendimientos y Costos unitarios (US\$/m³), debiéndose esto a que el volumen roto por disparo programado se realizo en base a una perforación con barreno de 12 pies mientras que en la realidad se realiza con 14 pies. Siendo el volumen roto Programado el 71.47% del volumen que se obtiene en la práctica. Obteniéndose por ello una favorable variación de los indicadores de rendimientos y costos unitarios. Así mismo el volumen roto por disparo programado es bajo, ya que 22.85

m³/disparo representa sólo un rendimiento del 65.95% de lo óptimo a obtener por disparo (34.65 m³/disparo al 100% de rendimiento). También se observa que se está empleando un excedente de 9.95% en consumo de explosivos, y los factores de carga y de potencia de lo programado son altos y los reales no son los óptimos.

En la Voladura de Producción se observan Rendimientos inferiores a los Programados y costos unitarios (US\$/m³) superiores. El costo de voladura es un 20.37% superior a lo programado y los indicadores de eficiencia como el factor de potencia es un 50% superior al presupuesto, siendo esto una operación ineficiente. Todo esto debido a prácticas y procedimientos no óptimos de trabajo y a una falta de control y supervisión de esta importante operación unitaria.

Tabla 13. Resumen del diagnóstico de las operaciones unitarias de limpieza – acarreo en desarrollos y en labores de producción, programado y real.

RESUMEN DEL DIAGNOSTICO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS					
OPERACIONES UNITARIAS	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
			Δ	Unidad	Δ%
LIMPIEZA-ACARREO EN DESARROLLOS					
Rendimientos y eficiencias					
Rendimiento del scoop	30.27	22.7	-7.57	m ³ /h	-25.01
Costos					
Costo Unitario de Limpiezaacarreo	3.87	5.16	1.29	US\$/m ³	33.33
Mano de Obra	1.01	1.35	0.34	US\$/m ³	33.66
Equipos	2.86	3.81	0.95	US\$/m ³	33.22

LIMPIEZA-ACARREO EN LABORES DE PRODUCCIÓN					
Rendimientos y eficiencias					
Rendimiento del scoop	30.27	22.7	-7.57	m3/h	-25.01
Costos					
Costo Unitario de Limpiezaacarreo	4.4	5.87	1.47	US\$/m ³	33.41
Mano de Obra	0.96	1.28	0.32	US\$/m ³	33.33
Equipos	3.44	4.59	1.15	US\$/m ³	33.43

En la Limpieza-acarreo de las labores de Desarrollo y de Producción se observan Rendimientos inferiores a los programados y costos unitarios (US\$/m³) superiores. El Rendimiento en la limpieza - acarreo es un 25.01% inferior a lo Programado y por tanto el costo unitario es un 33.33% superior. Todo esto debido a prácticas y procedimientos no óptimos de trabajo y a una falta de control y supervisión de esta importante operación unitaria.

Tabla 14. Resumen del diagnóstico de las operaciones unitarias de sostenimiento con perno Split set.

OPERACIONES UNITARIAS	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
			Δ	Unidad	Δ%
SOSTENIMIENTO CON PERNO SPLIT SET EN DESARROLLOS					
Rendimientos y eficiencias					
Rendimiento de empernado	17	17	0	pernos/h	0
Costos					
Costo Unitario de Sost. con Split set	12.49	12.49	0	US\$/perno	0
Mano de Obra	0.76	0.76	0	US\$/perno	0
Materiales	7.21	7.21	0	US\$/perno	0
Equipos	4.52	4.52	0	US\$/perno	0
SOSTENIMIENTO CON PERNO SPLIT SET EN LABORES DE PRODUCCIÓN					
Rendimientos y eficiencias					
Rendimiento de empernado	17	17		pernos/h	0
Costos					
Costo Unitario de Sost. con Split set	12.49	12.49	0	US\$/perno	0
Mano de Obra	0.76	0.76	0	US\$/perno	0
Materiales	7.21	7.21	0	US\$/perno	0
Equipos	4.52	4.52	0	US\$/perno	0

En el sostenimiento con perno Split set en las labores de Desarrollo y de Producción se observan Rendimientos y costos unitarios (US\$/perno) similares a los Programados, sin embargo esta operación unitaria de minado será posible de optimizar a través de una demarcación previa de la malla de sostenimiento y a un control y optimización de la perforación.

OPERACIONES UNITARIAS	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
			Δ	Unidad	Δ%
SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE EN DESARROLLOS					
Rendimientos y eficiencias					
Rendimiento del lanzado de shotcrete	1	1.67	0.67	m3/h	67
Rebote	40	48	8	%	20
Área cubierta m2 por m3 de mezcla	11.81	10.24	-1.57	m2/m3	-13.29
Costos					
Costo Unitario de Sost. con shotcrete	27.57	31.8	4.23	US\$/m2	15.34
Mano de Obra	5.3	6.11	0.81	US\$/m2	15.28

Tabla 15. Resumen del diagnóstico de las operaciones unitarias de sostenimiento con shotcrete.

Materiales	14.47	16.69	2.22	US\$/m ²	15.34
Equipos	7.8	9	1.2	US\$/m ²	15.38
SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE EN LABORES DE PRODUCCIÓN					
Rendimientos y eficiencias					
Rendimiento del lanzado de shotcrete	1	1	0	m ³ /h	0
	40	40	0	%	0
Área cubierta m ² por m ³ de mezcla	23.62	23.62	0	m ² /m ³	0
Costos					
Costo Unitario de Sost. con shotcrete	13.79	13.79	0	US\$/m ²	0
Mano de Obra	2.65	2.65	0	US\$/m ²	0
Materiales	7.24	7.24	0	US\$/m ²	0
Equipos	3.9	3.9	0	US\$/m ²	0

En el Sostenimiento con Shotcrete en las labores de Desarrollo se observan Rendimientos inferiores a los Programados y costos unitarios (US\$/m²) superiores. El rendimiento de área cubierta m²/m³ de shotcrete lanzado es un 13.29% inferior al presupuesto, debido a que el rebote del

shotcrete en la práctica es un 20% superior al programado. Acarreando que el Costo unitario del shotcrete se eleve un 15.34%.

Todo esto debido a prácticas y procedimientos no óptimos de trabajo y a una falta de control y supervisión de esta importante operación unitaria.

En el Sostentamiento con shotcrete en las labores de Producción los rendimientos y costos unitarios son similares al presupuesto. Sin embargo esta operación unitaria es factible de optimizar en lo que respecta al rendimiento de área cubierta m^2 por m^3 de mezcla lanzado, mediante un rebote máximo del 30%.

4.2.7. Evaluación de Rendimientos del Ciclo de Minado

Labores de Desarrollo

Tabla 16. Ciclo de las operaciones unitarias de un frente de 6.5 m x 6 m, programado y real.

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS					
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
Ciclo de Operaciones Unitarias en Desarrollos	Frentes de 6.5 m x 6 m	Frentes de 6.5 m x 6 m	Δ	Unidad	$\Delta\%$
PERFORACIÓN					
Tiempo total de perforación	2.02	2.24	0.22	hora	10.89
VOLADURA					
Tiempo total de	0.47	0.57	0.1	hora	21.28

carguío					
LIMPIEZA Y ACARREO					
Tiempo total de limpieza	1.52	2.18	0.66	hora	43.42
SOSTENIMIENTO con Perno Split set					
Tiempo de empernado con grado de ocurrencia	0.14	0.12	-0.02	hora	-14.29
SOSTENIMIENTO con Shotcrete					
Tiempo de lanzado de shotcrete con grado de ocurrencia	0.32	0.26	-0.06	hora	-18.75
ACTIVIDADES CONEXAS					
Ventilación	0.5	0.5	0	hora	0
Regado y Desatado	0.5	0.5	0	hora	0
TIEMPO TOTAL POR CICLO	5.47	6.37	0.9	hora	16.45

Luego de analizar las operaciones unitarias por separado se puede ver todo el ciclo de las operaciones unitarias de una labor de desarrollo, se puede observar que el ciclo de minado se programa para 5.5 horas, pero en la práctica dura 6.37 horas. Las principales actividades en el ciclo de

minado son la perforación y la limpieza en lo que respecta a su duración, teniendo ellas el 65% y 70% de lo programado y real respectivamente.

LABORES DE PRODUCCIÓN

Tabla 17. Ciclo de minado en labores de Producción

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS					
OPERACIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN		
Ciclo de Operaciones Unitarias en Labores de Producción	Labores en Breasting de 6.5m x 6 m		Δ	Unidad	Δ%
PERFORACIÓN					
Tiempo total de perforación	1.42	1.62	0.2	hora	14.08
VOLADURA					
Tiempo total de carguío	0.25	0.32	0.07	hora	28
LIMPIEZA Y ACARREO					
Tiempo total de limpieza	1.95	1.85	-0.1	hora	-5.13
SOSTENIMIENTO con Perno Split set					
Tiempo de emperado con grado de ocurrencia	0.15	0.15	0	hora	0
SOSTENIMIENTO con Shotcrete					
Tiempo de lanzado de shotcrete con grado de ocurrencia	0.36	0.36	0	hora	0
ACTIVIDADES CONEXAS					
Ventilación	0.5	0.5	0	hora	0
Regado y Desatado	0.5	0.5	0	hora	0
TIEMPO TOTAL POR CICLO	5.13	5.3	0.17	hora	3.31

Puede observar que el ciclo de minado se programa para 5.13 horas, pero en la práctica dura 5.28 horas. Las principales actividades en el ciclo de minado son la perforación y la limpieza, teniendo ellas el 66% y 67% de lo programado y real respectivamente.

4.3. Prueba de Hipótesis

La prueba de hipótesis se realiza de acuerdo a la variable independiente y dependiente, que fueron expuestas, por lo cual se acepta la hipótesis:

Si efectuamos la optimización del método de explotación corte y relleno ascendente se incrementará la producción de la Empresa Contratista Minera INCIMMET EN LA UNIDAD EL PORVENIR - CIA. MINERA MILPO S.A.A

Así mismo a establecer las propiedades del macizo rocoso y determinar los parámetros geotécnicos de la Empresa el Porvenir - CIA. Minera Milpo S.A.A.

- **H0:** Efectuar la optimización del método de explotación corte y relleno ascendente no contribuye para **lograr** incrementar la producción de la Empresa Contratista Minera INCIMMET EN LA UNIDAD EL PORVENIR - CIA. MINERA MILPO S.A.A
- **H1:** Efectuar la optimización del método de explotación corte y relleno ascendente contribuye para **lograr** incrementar la producción de la Empresa Contratista Minera INCIMMET EN LA UNIDAD EL PORVENIR - CIA. MINERA MILPO S.A.A.

4.4. Discusión de Resultados

4.4.1. Costos

Se realiza una comparación y análisis entre los costos programados y los reales obtenidos en las condiciones de trabajo actual.

LABORES DE DESARROLLO

Tabla 18. Comparación de costo de las operaciones unitarias.

DESCRIPCIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN	
			Δ	$\Delta\%$
FRENTE DE 6.5 m x 6 m	TOTAL (US\$/m)	TOTAL (US\$/m)	Δ (US\$/m)	$\Delta\%$
PERFORACIÓN	160.97	125.03	-35.94	-22.33
MANO DE OBRA	30.54	27.59	-2.95	-9.66
TRABAJADORES	30.54	27.59	-2.95	-9.66
Operador Jumbo	12.22	8.87	-3.35	-27.41
Ayudante	10.86	7.88	-2.98	-27.44
Capataz	7.47	10.84	3.37	45.11
INSUMOS	25.35	21.16	-4.19	-16.53
ACEROS DE PERFORACIÓN	6.74	7.66	0.92	13.65
Barra de extensión 14 pies	3.27	3.19	-0.08	-2.45
Broca de 45mm	0.85	0.83	-0.02	-2.35
Shank adapter	0.91	0.89	-0.02	-2.2
Coopling	0.65	0.64	-0.01	-1.54
Broca escareadora	0.09	0.07	-0.02	-22.22
Adapter piloto	0.05	0.04	-0.01	-20
Aguzadora de copas	0.9	2	1.1	122.22
MATERIALES	18.6	13.51	-5.09	-27.37

Mangas de ventilación de 30"	5.36	3.89	-1.47	-27.43
Alcayatas de 3 cuerpos	6.46	4.69	-1.77	-27.4
Tubos de PVC 1 1/2x3 m	6.79	4.93	-1.86	-27.39
EQUIPOS	105.08	76.28	-28.8	-27.41
Jumbo (1 brazo)	105.08	76.28	-28.8	-27.41
FRENTE DE 6.5 m x 6 m	TOTAL (US\$/m)	TOTAL (US\$/m)	Δ (US\$/m)	$\Delta\%$
VOLADURA	9.27	7.15	-2.12	-22.87
MANO DE OBRA	3.54	2.53	-1.01	-28.53
TRABAJADORES	3.54	2.53	-1.01	-28.53
Cargador – Desatador	2.1	1.5	-0.6	-28.57
Capataz	1.44	1.03	-0.41	-28.47
INSUMOS	5.73	4.62	-1.11	-19.37
EXPLOSIVOS	5.73	4.62	-1.11	-19.37
Emulnor 3000 1" x 16"	4.06	3.19	-0.87	-21.43
Fanel	1.53	1.33	-0.2	-13.07
Cordón detonante 3P	0.09	0.06	-0.03	-33.33
Mecha de seguridad	0.03	0.02	-0.01	-33.33
Fulminante	0.01	0.01	0	0
Conectores	0.01	0.01	0	0

DESCRIPCIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN	
			Δ (US\$/m3)	Δ %
FRENTE DE 6.5 m x 6 m	TOTAL (US\$/m3)	TOTAL (US\$/m3)		
LIMPIEZA- ACARREO	3.87	5.16	1.29	33.33
MANO DE OBRA	1.02	1.35	0.33	32.35
TRABAJADORES	1.02	1.35	0.33	32.35
Operador scoop	0.84	1.12	0.28	33.33
Capataz	0.17	0.23	0.06	35.29
EQUIPOS	2.86	3.81	0.95	33.22
scoop (3.5yd3)	2.86	3.81	0.95	33.22
FRENTE DE 6.5 m x 6 m	TOTAL (US\$/perno)	TOTAL (US\$/perno)	Δ (US\$/perno)	Δ %
SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET	12.49	12.49	0	0
MANO DE OBRA	0.77	0.77	0	0
Operador de Jumbo	0.26	0.26	0	0
Ayudante de Jumbo	0.47	0.47	0	0
Capataz	0.03	0.03	0	0
MATERIALES	7.21	7.21	0	0
Barras de perforación 12 pies	0.15	0.15	0	0
Broca 35 mm	0.07	0.07	0	0
Shank adapter	0.06	0.06	0	0

Coopling	0.04	0.04	0	0
Perno Split set	6	6	0	0
Adaptador perno	0.77	0.77	0	0
manga de 1"	0.12	0.12	0	0
EQUIPOS	4.52	4.52	0	0
Jumbo (1 brazo)	4.52	4.52	0	0
FRENTE DE 6.5 m x 6 m	TOTAL (US\$/m2)	TOTAL (US\$/m2)	Δ (US\$/m2)	$\Delta\%$
SOST. CON SHOTCRETE	27.6	31.81	4.21	15.25
MANO DE OBRA	5.3	6.12	0.82	15.47
Capataz	1.1	1.27	0.17	15.45
Operador	0.9	1.04	0.14	15.56
Lanzador	0.9	1.04	0.14	15.56
Ayudante	2.4	2.77	0.37	15.42
MATERIALES	14.47	16.69	2.22	15.34
Cemento	5	5.77	0.77	15.4
Arena 1/2 "	0.28	0.32	0.04	14.29
Acelerante	5.19	5.99	0.8	15.41
Fibra de acero	4	4.61	0.61	15.25
EQUIPOS	7.8	9	1.2	15.38
Shotcretera	2.6	3	0.4	15.38
Scoop	5.2	6	0.8	15.38

Se obtiene los costos siguientes:

- **Costo de Perforación.** El costo total según lo programado para un frente de 6.5 m x 6 m es de 160.97 US\$/m mientras que el real es de 125.04 US\$/m. Esta diferencia se explica principalmente al rubro de equipos el cual es para lo programado 105.08 US\$/m contra los 76.28 US\$/m de lo real, que representa el 71.2% de lo programado.

Este efecto de una disminución del costo real en el rubro de equipos se debe principalmente al rendimiento, ya que el rendimiento real en avance es del 91.7% (3.04 m/disparo) mientras que lo programado es sólo 74% (2.21 m/disparo), esto relacionado también a que se presupuestó realizar la perforación con barreno de 12 pies de longitud y en la realidad se realiza con 14 pies.

El rendimiento real en perforación efectivamente será posible optimizar mediante el control de los parámetros y factores de perforación como son el modo de perforación (adecuado paralelismo), ejecución de la perforación de acuerdo al diseño de la malla de perforación (espaciamiento y burden) y delineado o pintado de malla, consiguiéndose con ello un incremento del rendimiento en perforación y por ende un costo en perforación menor al actual.

Se observa en el rubro de insumos un costo real de los aceros de perforación de 7.66 US\$/m frente al Programado 6.74 US\$/m, debido principalmente a la componente aguzadora de copas que presenta una vida útil real 50% del Programado.

En el rubro de mano de obra se observa un costo real en supervisión por parte del capataz de 10.84 US\$/m mientras que lo Programado era de 7.47 US\$/m, esto se debió a que se optó por personal con estudio técnico en lugar de empírico para ejercer el cargo de la supervisión de campo en la perforación con jumbo.

- **Costo de Voladura.** Teniéndose un costo lo programado en voladura de 9.27 US\$/m³ mientras que el costo real es de 7.15 US\$/m³, lo cual representa el 78% de costo lo programado. Este efecto se debe a que el rendimiento por disparo (m³/disparo) lo programado es de 22.85 m³/disparo mientras que el real es 31.97 m³/disparo, debiéndose también a que se presupuestó realizar la perforación con barrenos de 12 pies de longitud y en la realidad se realiza con 14 pies.

En el rubro de materiales también se observa una disminución del costo de 5.73 US\$/m³ Programado a 4.62 US\$/m³ real, lo cual es el 81% del costo lo programado en materiales de voladura; esto debido también al efecto del bajo rendimiento que se presupuestó obtener por disparo, a pesar que en materiales se presupuestó emplear 53 kg por disparo frente a los 59 kg que realmente se emplean (11.32% más de lo Programado).

- **Costo de limpieza-acarreo.** El costo de limpieza-acarreo lo programado es de 3.87 US\$/m³, mientras que el real es de 5.16 US\$/m³, lo cual representa un incremento del costo de 33.33% respecto a lo programado.

- **Costo de sostenimiento con Split set.** El costo del sostenimiento con perno Split set según es similar al Programado 12.49 US\$/perno. Sin embargo será posible de optimizar el costo de sostenimiento con perno Split set a través de las mejoras a realizar en la operación unitaria de perforación.
- **Costo de sostenimiento con shotcrete.** El costo de sostenimiento con shotcrete es calculado con respecto al m² cubierto y es un 15.34% superior a lo Programado, debido a que el rendimiento real de área cubierta m² por m³ de mezcla lanzado (m²/m³) es un 13.29% inferior a lo Programado.

Debiéndose esto a la cantidad de desperdicio ocasionado por el rebote 48%, es decir 20% más de lo Programado, inadecuada manipulación del material, mala calidad de insumos (principalmente la arena, ocasiona aumento en la cantidad de cemento por m³) y mala práctica en el lanzado.

LABORES DE PRODUCCIÓN

Tabla 19. Costos de las operaciones unitarias en tajos.

DESCRIPCIÓN	PROGRAMADO	REAL	VARIACIÓN	
FRENTE DE 6.5 m x 6 m	TOTAL (US\$/m)	TOTAL (US\$/m)	Δ (US\$/m)	Δ%
PERFORACIÓN	128.76	132.47	3.71	2.88
MANO DE OBRA	30.54	27.59	-2.95	-9.66
TRABAJADORES	30.54	27.59	-2.95	-9.66

Operador Jumbo	12.22	8.87	-3.35	-27.41
Ayudante	10.86	7.88	-2.98	-27.44
Capataz	7.47	10.84	3.37	45.11
INSUMOS	17.58	20.22	2.64	15.02
ACEROS DE PERFORACIÓN	3.3	5.23	1.93	58.48
Barra de extensión 14 pies	1.44	1.79	0.35	24.31
Broca de 45mm	0.37	0.47	0.1	27.03
Shank adapter	0.4	0.5	0.1	25
Coopling	0.29	0.36	0.07	24.14

Broca escareadora	0.07	0.07	0	0
Adapter piloto	0.04	0.04	0	0
Aguzadora de copas	0.69	2	1.31	189.86
MATERIALES	14.28	14.99	0.71	4.97
Mangas de ventilación de 30"	4.11	4.32	0.21	5.11
Alcayatas de 03 cuerpos	4.95	5.2	0.25	5.05
Tubos de PVC 1 1/2x3 rr	5.21	5.47	0.26	4.99
EQUIPOS	80.64	84.66	4.02	4.99
Jumbo (1 brazo)	80.64	84.66	4.02	4.99

FRENTE DE 6.5 m x 6 m	TOTAL (US\$/m3)	TOTAL (US\$/m3)	Δ (US\$/m3)	$\Delta\%$
VOLADURA	4.91	5.91	1	20.37
MANO DE OBRA	2.67	2.81	0.14	5.24
TRABAJADORES	2.67	2.81	0.14	5.24
Cargador – Desatador	1.59	1.67	0.08	5.03
Capataz	1.09	1.14	0.05	4.59
INSUMOS	2.24	3.1	0.86	38.39
EXPLOSIVOS	2.24	3.1	0.86	38.39
Emulnor 3000 1" x 16"	1.4	2.19	0.79	56.43
Fanel	0.77	0.82	0.05	6.49
Cordón detonante 3P	0.05	0.07	0.02	40
Mecha de seguridad	0.02	0.02	0	0
Fulminante	0.01	0.01	0	0
Conectores	0.01	0.01	0	0
Mecha rápida	0	0	0	
	TOTAL (US\$/m3)	TOTAL (US\$/m3)	Δ (US\$/m3)	$\Delta\%$
LIMPIEZA- ACARREO	4.4	5.86	1.46	33.18
MANO DE OBRA	0.96	1.28	0.32	33.33
TRABAJADORES	0.96	1.28	0.32	33.33
Operador scoop	0.79	1.06	0.27	34.18

Capataz	0.16	0.22	0.06	37.5
EQUIPOS	3.44	4.59	1.15	33.43
scoop (3.5yd3)	3.44	4.59	1.15	33.43
FRENTE DE 6.5 m x 6 m	TOTAL US\$/perno)	TOTAL (US\$/perno)	Δ (US\$/perno)	$\Delta\%$
SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET	12.49	12.49	0	0
MANO DE OBRA	0.77	0.77	0	0
Operador de Jumbo	0.26	0.26	0	0
Ayudante de Jumbo	0.47	0.47	0	0
Capataz	0.03	0.03	0	0
MATERIALES	7.21	7.21	0	0
Barras de perforación 12 pies	0.15	0.15	0	0
Broca 35mm	0.07	0.07	0	0
Shank adapter	0.06	0.06	0	0
Coopling	0.04	0.04	0	0
Perno Split set	6	6	0	0
Adaptador perno	0.77	0.77	0	0
manga de 1"	0.12	0.12	0	0
EQUIPOS	4.52	4.52	0	0
Jumbo (1 brazo)	4.52	4.52	0	0
	TOTAL (US\$/m2)	TOTAL (US\$/m2)	Δ (US\$/m2)	$\Delta\%$

SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE	13.79	13.79	0	0
MANO DE OBRA	2.65	2.65	0	0
Capataz	0.55	0.55	0	0
Operador	0.45	0.45	0	0
Lanzador	0.45	0.45	0	0
Ayudante	1.2	1.2	0	0
MATERIALES	7.24	7.24	0	0
Cemento	2.5	2.5	0	0
Arena 1/2"	0.14	0.14	0	0
Acelerante	2.6	2.6	0	0
Fibra de acero	2	2	0	0
EQUIPOS	3.9	3.9	0	0
Shotcretera	1.3	1.3	0	0
Scoop	2.6	2.6	0	0

- Costo de Perforación.** El costo según lo programado para un tajo es 4.23 US\$/t mientras que el real es 4.35 US\$/t, esta variación se debe principalmente al rubro de equipos el cual es para lo programado 2.65 US\$/t contra los 2.78 US\$/t de lo real, que representa el 105% de lo programado.

Este aumento del costo en el rubro de equipos se debe a que el rendimiento en el avance por metro lineal conseguido con la perforación con jumbo es sólo de 2.74 m/disparo mientras que el Programado es de 2.88 m/disparo.

El rendimiento real de perforación en tajos se optimizará mediante el control de los parámetros y factores de perforación como son el modo de perforación (adecuado paralelismo), ejecución de la perforación de acuerdo al diseño de la malla de perforación (espaciamiento y burden) y delineado o pintado de malla.

En el rubro de Insumos por Aceros de perforación se observa un incremento del costo de 0.11 US\$/t a 0.17 US\$/t debido principalmente a la componente aguzadora de copas que presento una vida útil real 50% del Programado.

En el rubro Mano de obra se observa un incremento en el costo real por la supervisión del capataz de 0.25 US\$/t a 0.36 US\$/t, debido a que se optó tener mano de obra más calificada (personal de supervisión de campo técnico en lugar de empírico).

- **Costo de Voladura.** El costo de voladura ha sido calculado respecto a los m³ de material disparado y está relacionado con la cantidad de explosivo consumido, los m³ de material obtenido producto del disparo y el avance realizado. Teniéndose un costo lo programado de voladura es 4.91 US\$/m³ mientras que el costo real es de 5.91 US\$/m³.

El costo de insumos por material explosivo de acuerdo al presupuesto es de 2.24 US\$/m³ mientras que lo real es de 3.10 US\$/m³, lo cual es el 138.4 % del costo lo programado en materiales de voladura, esto debido principalmente a que se presupuestó consumir 24.8 kg de explosivo emulnor por disparo, sin embargo se viene consumiendo 37.15 kg por disparo.

El rendimiento real en voladura efectivamente será posible optimizar mediante el control de los parámetros de perforación y voladura (consumo de explosivos mediante una adecuada distribución de la carga explosiva), consiguiéndose un costo en voladura menor al actual.

- **Costo de limpieza-acarreo.** El costo de limpieza-acarreo es con respecto a los m³ esponjados que serán trasladados por el equipo scoop. El costo de limpieza-acarreo programado es de 4.40 US\$/m³, mientras que el real es de 5.86 US\$/m³, lo cual representa el 133.35% de lo programado.

Esta variación del 33.35% US\$/m³ en el costo de limpieza-acarreo se debe a que el rendimiento de limpieza - acarreo lo programado (m³/h) es un 25% superior al real que se está obteniendo, debiéndose esto a la falta de cámaras de carguío y/o acumulación cada 150 m, gradientes de las labores no mayores a 12% y un adecuado material a cargar productos de una perforación y voladura controlada y optimizada en las etapas previas a la limpieza - acarreo.

- **Costo de sostenimiento con Split set.** El costo del sostenimiento con pernos Split set es similar al Programado.
- **Costo de sostenimiento con shotcrete.** El costo de sostenimiento con shotcrete es calculado con respecto al m² cubierto y es similar al Programado, sin embargo no deja de ser caro debido a la cantidad de desperdicio ocasionado por el rebote (se presupuestó tener un rebote máximo por lanzamiento de shotcrete de un 40%, sin embargo se llega hasta un 48%), inadecuada manipulación de material, mala calidad

de insumos (principalmente la arena, ocasionando un aumento en la cantidad de cemento por m³) y mala práctica del lanzado.

4.4.2. Comparación de Costos Unitarios Operativos

Programado y Real

Tabla 20. Comparación entre los costos programado y real.

COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN TAJOS					
	PROGRAMADO	REAL	Δ	UNIDAD	Δ %
PERFORACIÓN	4.23	4.35	0.12	US\$/t	2.84
VOLADURA	4.91	5.91	1	US\$/M3	20.37
LIMPIEZA-ACARREO	4.4	5.86	1.46	US\$/M3	33.18
SOSTENIMIENTO SPLIT SET	12.49	12.49	0	US\$/perno	0
SOSTENIMIENTO SHOTCRETE	13.79	13.79	0	US\$/M2	0

COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN LABORES DE AVANCE					
	COSTO PROGRAMADO	COSTO REAL	Δ	UNIDAD	Δ %
PERFORACIÓN	160.97	125.04	-35.93	US\$/ML	-22.32
VOLADURA	9.27	7.15	-2.12	US\$/M3	-22.87
LIMPIEZA- ACARREO	3.87	5.16	1.29	US\$/M3	33.33
SOSTENIMIENTO SPLIT SET	12.49	12.49	0	US\$/perno	0
SOST. SHOTCRETE	27.6	31.81	4.21	US\$/M2	15.25

Es importante resaltar que estos costos operativos unitarios de minado incluyen el uso por equipos, la depreciación de equipos, la mano de obra, materiales e insumos, sin embargo no incluye los costos unitarios por servicios auxiliares y energía. En el caso de la perforación el costo por uso del equipo de perforación jumbo se calculó sumando el costo fijo que consiste en el costo de posesión y el costo por servicio de mantenimiento mecánico; con el costo variable que es la suma del costo de repuestos por mantenimiento con el costo por insumos (grasas, aceites, petróleo), dependiendo el costo variable de las horas de percusión del equipo por mes. Los costos por aceros de perforación (brocas de 45 mm, barreno de perforación, shank adapter, cooplíng, broca rimadora de 2", adapter piloto y aguzadora de copas) se considerará como el costo por insumos de la perforación y sus costos unitarios se calcularán en función del precio unitario de cada acero de perforación, la vida útil del acero y el rendimiento de la perforación.

Como se explicó en el análisis de los costos unitarios de las operaciones unitarias del ciclo de minado, en la perforación y voladura en las labores de avance se observa una aparente reducción de los costos unitarios reales frente a los Programados, esto debido a que se presupuestaron las operaciones unitarias con rendimientos muy por debajo de los reales obtenidos. Así mismo se observa que todos los costos unitarios en las labores de producción son superiores a los programados.

CONCLUSIONES

- A través de la optimización del Método de explotación Corte y Relleno Ascendente, con respecto de los estándares de Perforación y voladura, se logró la reducción del Costo unitario total de Mina en 1.51 US\$/t es decir una reducción del 7% en comparación con lo que se venía obteniendo. El costo real era US\$/t 22.69 y el costo optimizado es de US\$/t 21.18.
- El mayor porcentaje de reducción del costo se da en el sostenimiento mina (50.99%) con respecto al ahorro total, seguido luego de la perforación (24.50%), voladura (18.54%) y limpieza-acarreo (5.96%).
- En voladura la reducción del costo es 0.28 US\$/t, lo que evidencia el ahorro potencial anual en consumo de explosivos y en labores netamente de producción de mineral. Toda esta reducción del costo y ahorro en voladura debido a que se optimizó la eficiencia de los disparos, optimizándose el factor de potencia de 0.48 kg/t a 0.34 kg/t en labores de producción y el factor de avance de 19.41 kg/m a 15.92 kg/m en labores de desarrollo. Del mismo modo la eficacia en el avance obtenido en los disparos de 3.40 m a 3.55 m en labores de producción y de 3.04 m a 3.3 m en labores de desarrollo.

RECOMENDACIONES

- Controlar fundamentalmente el paralelismo en la perforación, incorporando el sistema de paralelismo automático de los jumbos y el uso de guidores (pueden ser atacadores o tubos de PVC) para comparar el paralelismo entre taladro y taladro.
- El carguío de los taladros de producción en promedio debe ser las 2/3 partes de la longitud del taladro (66%) siendo así la cantidad necesaria para obtener una adecuada fragmentación de roca y el tonelaje de mineral roto por taladro acorde al diámetro del taladro, espaciamiento y burden establecidos.
- Para el caso de rampas y galerías se debe hacer smooth blasting lo cual garantice la obtención de una buena corona y un buen contorneo de los hastiales; además de hacer uso de explosivo de menor potencia.
- Realizar pruebas de la medición de la velocidad de detonación de los explosivos, para conocer la variación entre el valor real medido y el valor que da el fabricante.
- En las labores permanentes fundamentales como es el caso de frentes de avance se debe utilizar pernos helicoidales cambio de los pernos Split set que son para labores temporales. Los pernos helicoidales presentan una mayor resistencia al arranque (4 t/pie), en lugar de los Split set (1 t/pie).

BIBLIOGRAFÍA

- Bateman, Alan (1959) “Yacimientos Minerales de Rendimiento Económico”. Ed. Omega. Madrid, España. 1203 pp. mn
- Bustillos, M & López J., C (1999) “Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras”, Entorno Gráfico S. L. Madrid, España, 705 pp.
- Carras Pallette, C. (2002) “Geología de Minas”. Ed. Omega. Madrid, España. 984 pp.
- D’ Lessio, P. (2002) “Explotación de metales”. ETS Minas Madrid. España. 382 pp.
- Del Río Thomas, F. (2005) “Comercialización de Minerales”. Ed. Lirio. Lima, Perú. 436 pp.
- Delgado Peña, R. (2006) “Los Minerales y la Economía Peruana”. Ed. Retama. Lima, Perú. 133 pp.
- Hartman & Other (2004) “Mining Handbook” SME Denver Colorado USA. 1061 pp.
- HERNÁNDEZ, Robert y otros (2006) “Metodología de la Investigación”. Mc Graw Hill. Colombia.
- HERRERA, Aura (1998) “Criterios de validez de instrumentos en la investigación científica”. Ed. Nuevo Perú. Lima.
- Hustruid, W. Kuchta, M. (1995) “Open Pit Mine Planning and Design”. A.D. Brakeman. Rotterdam. Brookfield. Netherlands. 636 pp.
- López Jimeno, C. (1991) “Manual de Arranque, Carga y Transporte en Minería a Cielo Abierto”. ITGE. Ministerio de Industria y Energía de España. Madrid. España 862 pp.

López Jimeno, C. (1991) “Manual de Perforación y Voladura”. ITGE. Ministerio de Industria y Energía de España. Madrid. España 791 pp.

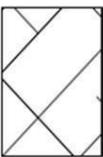
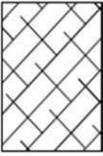
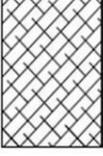
Pilfered, P. (1992) “Under Mining”. New York N.Y. USA. 1 061 pp. Valer Machado,

F. (2007) “Geología y Geoestadística”. Ed. Omega, Madrid. 673 pp.

ANEXOS

ANEXO I

SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI

<p>MILPO ANDINA PERÚ SAC. SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I (Modificado)</p> <p>A SIN SOPORTE - PERNOS OCASIONALES</p> <p>B PERNOS SISTEMÁTICOS 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional).</p> <p>C PERNO SISTEMÁTICO 1.2 x 1.2 m. (Malla o cinta ocasional).</p> <p>D PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más malla de refuerzo obligatoria. (SHOTCRETE 5.0 cm sin fibra).</p> <p>E PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 5.0 cm con fibra.</p> <p>F PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 10.0 cm con fibra. (CIMBRA O CUADRO DE MADERA).</p> <p>CONDICIONES SUPERFICIALES</p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>MALA (MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA).</p> <p>MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRILIACIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 MPa) - (SE INDENTA MÁS DE 5 mm).</p> <p>ESTRUCTURA</p>				
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%). (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)</p>	(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/M (B)	
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75%). (6 A 12 FRACTURAS POR METRO).</p>	(A) F/B	(A) F/R (B)	(C) F/M	(D) F/MM
 <p>MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO).</p>	(A) MF/B (B)	(C) MF/R	(D) MF/M	(E) MF/MM
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%). (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO).</p>	(C) IF/B	(D) IF/R	(E) IF/M	(F) IF/MM

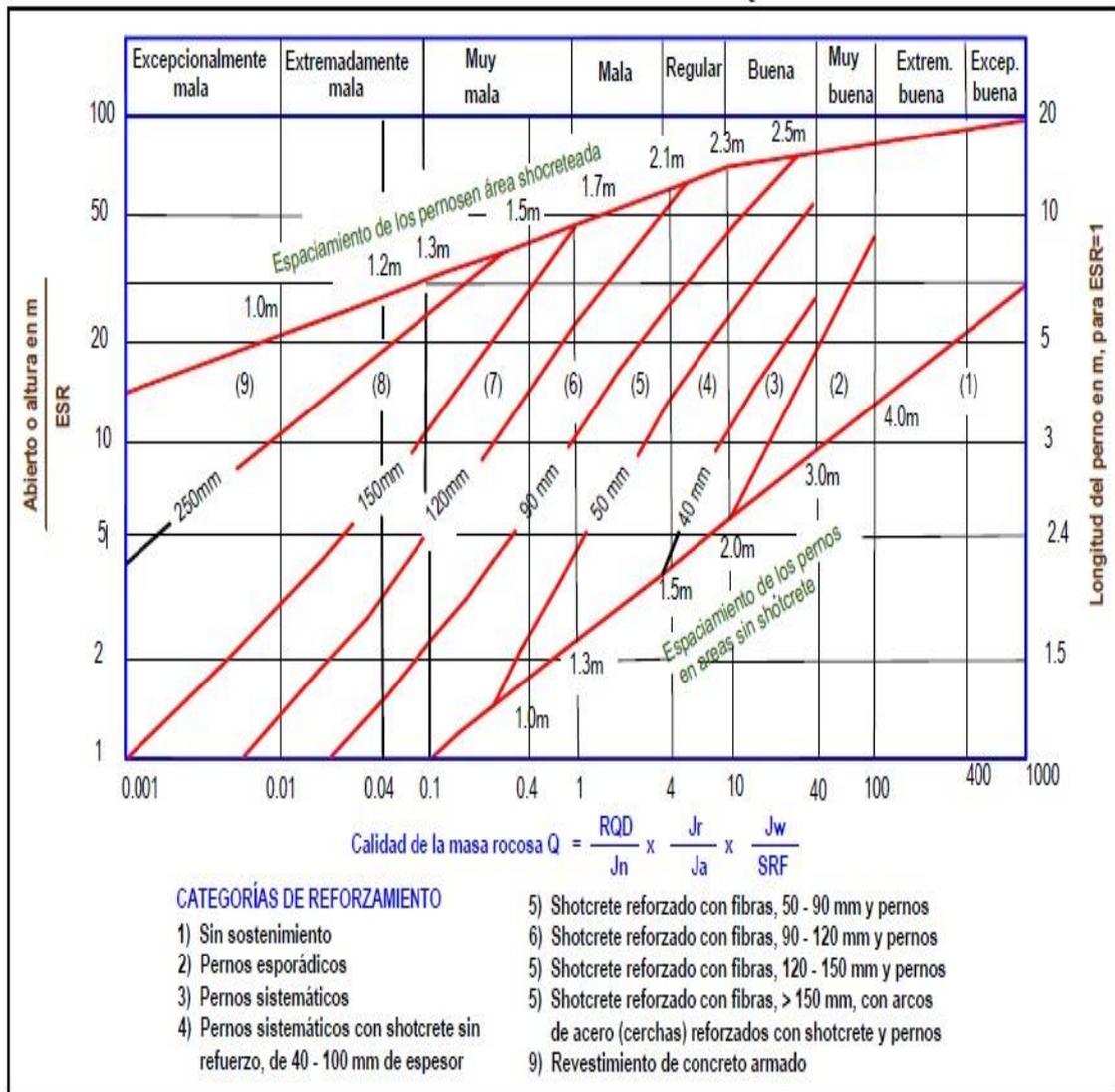
ANEXO II

TABLA DE RUGOSIDAD

		Rugosidad RMR			Descripción	Perfil	Jr	JRC 200mm	JRC 1m	
	JRC									
1	0-2	Espejo de falla								
2	2-4	Lisa								
3	4-6									
4	6-8	Ligeramente Rugosa								
5	8-10									
6	10-12									
7	12-14	Rugosa								
8	14-16									
9	16-18	Muy Rugosa								
10	18-20									
0 5 10 cm RSCALB										
					Rugoso		4	20	11	
					Liso		3	14	9	
					Espejo de falla		2	11	8	
					Rugoso		3	14	9	
					Liso		2	11	8	
					Espejo de falla		1.5	7	6	
					Rugoso		1.5	2.5	2.3	
					Liso		1.0	1.5	0.9	
					Espejo de falla		0.5	0.5	0.4	

ANEXO III

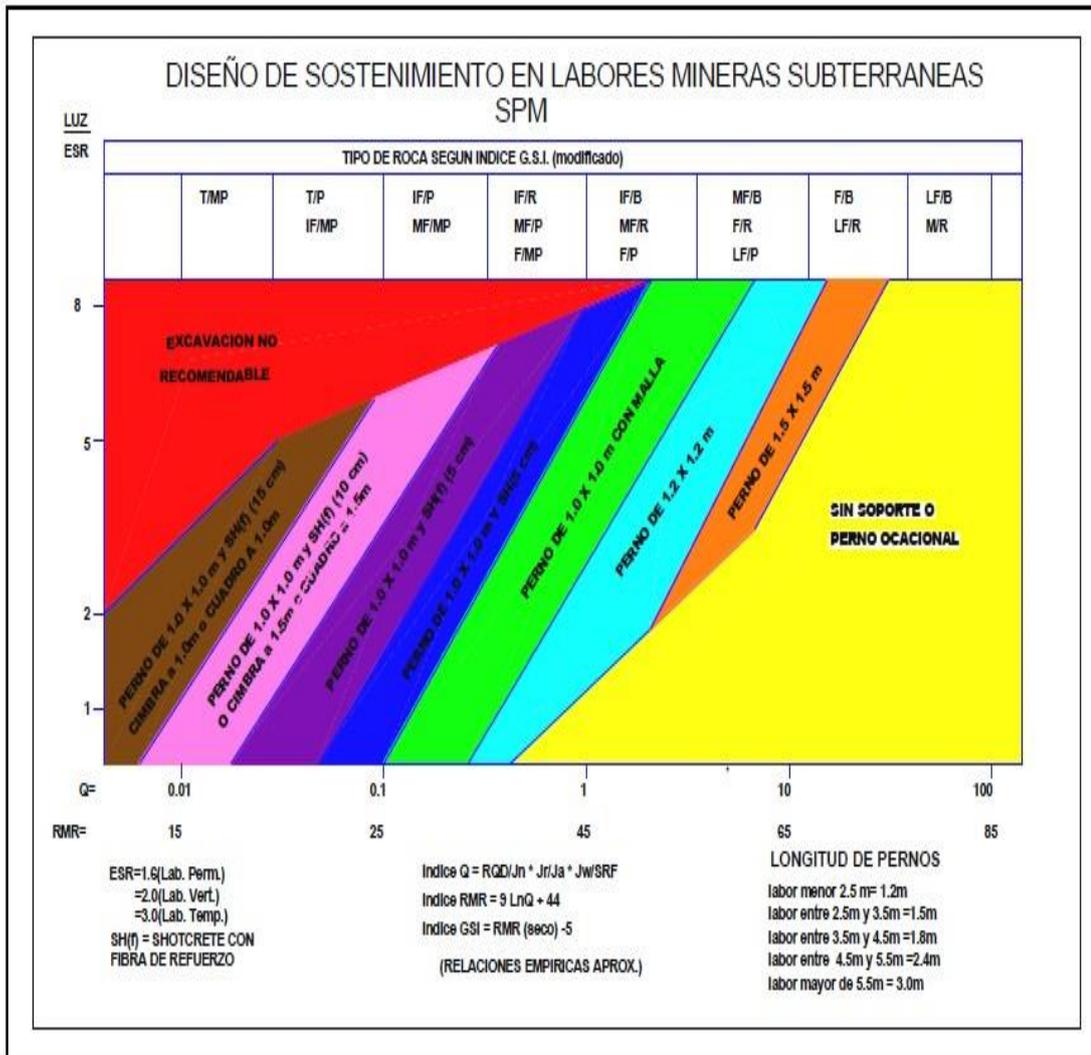
CALIDAD DE LA MASA ROCOSA Q



ANEXO IV

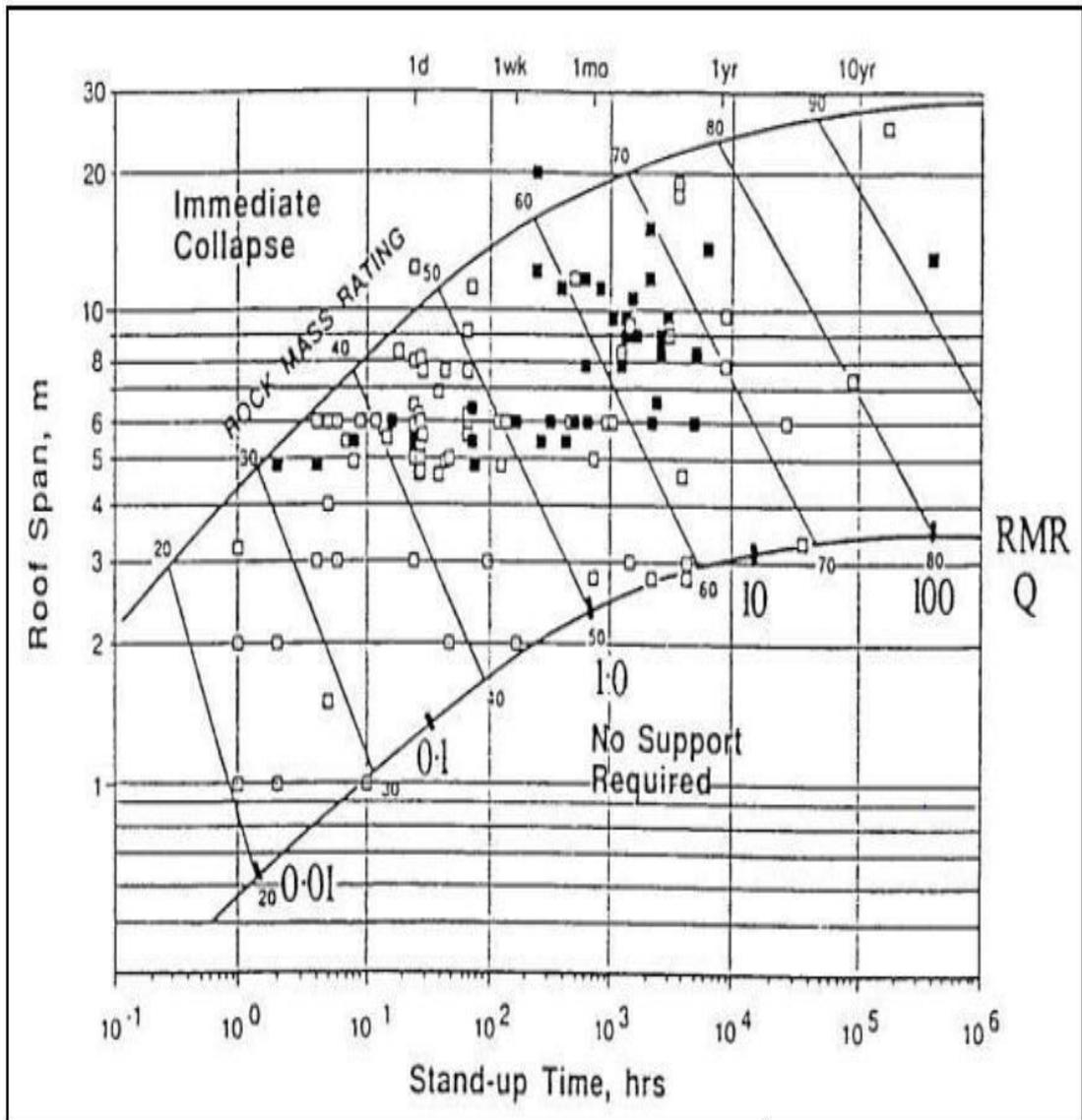
DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS

SUBTERRÁNEAS SPM



ANEXO V

TABLA DE TIEMPO DE AUTOSOPORTE EN FUNCIÓN DE LA ABERTURA DE LA LABOR Y CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA SEGÚN ÍNDICES Q Y RMR



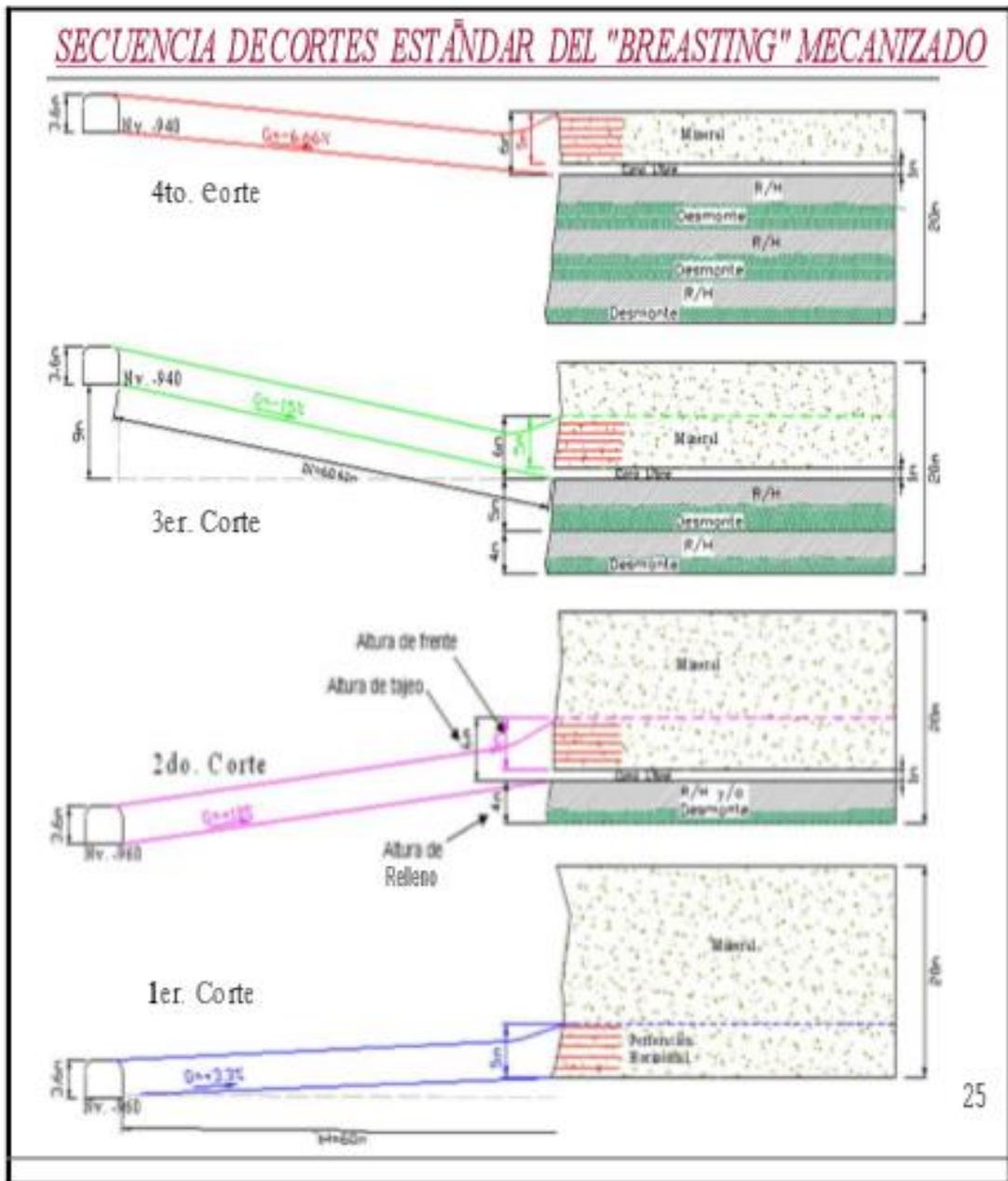
ANEXO VI

**TABLA DE CLASIFICACIÓN DE ACCIDENTES POR NIVELES/POTENCIAL
DE GRAVEDAD**

NIVEL PLAZO	INCIDENTE/ ACCIDENTE PERSONAL
Nivel 1	Accidente con lesión, gravedad baja, que no impide al accidentado a ejercer en sus funciones normalmente, simple asistencia.
Nivel 2	Accidente con lesión, sin riesgo de empeoramiento , gravedad baja, que no impide al accidentado a ejercer normalmente.
Nivel 3	Accidente con lesión o enfermedad, gravedad baja, que no impide al accidentado a ejercer sus funciones parcialmente en otras funciones, con readaptación de funciones (trabajo adecuado).
Nivel 4	Accidente con lesión o enfermedad que imposibilita al accidentado retornar a su próxima jornada de trabajo. (Accidente con descanso medico).
Nivel 5	Accidente con lesión o enfermedad que involucra pérdida parcial o total de capacidad de trabajo, generando o pudiendo generar secuelas permanentes (generando incapacidad parcial o total o

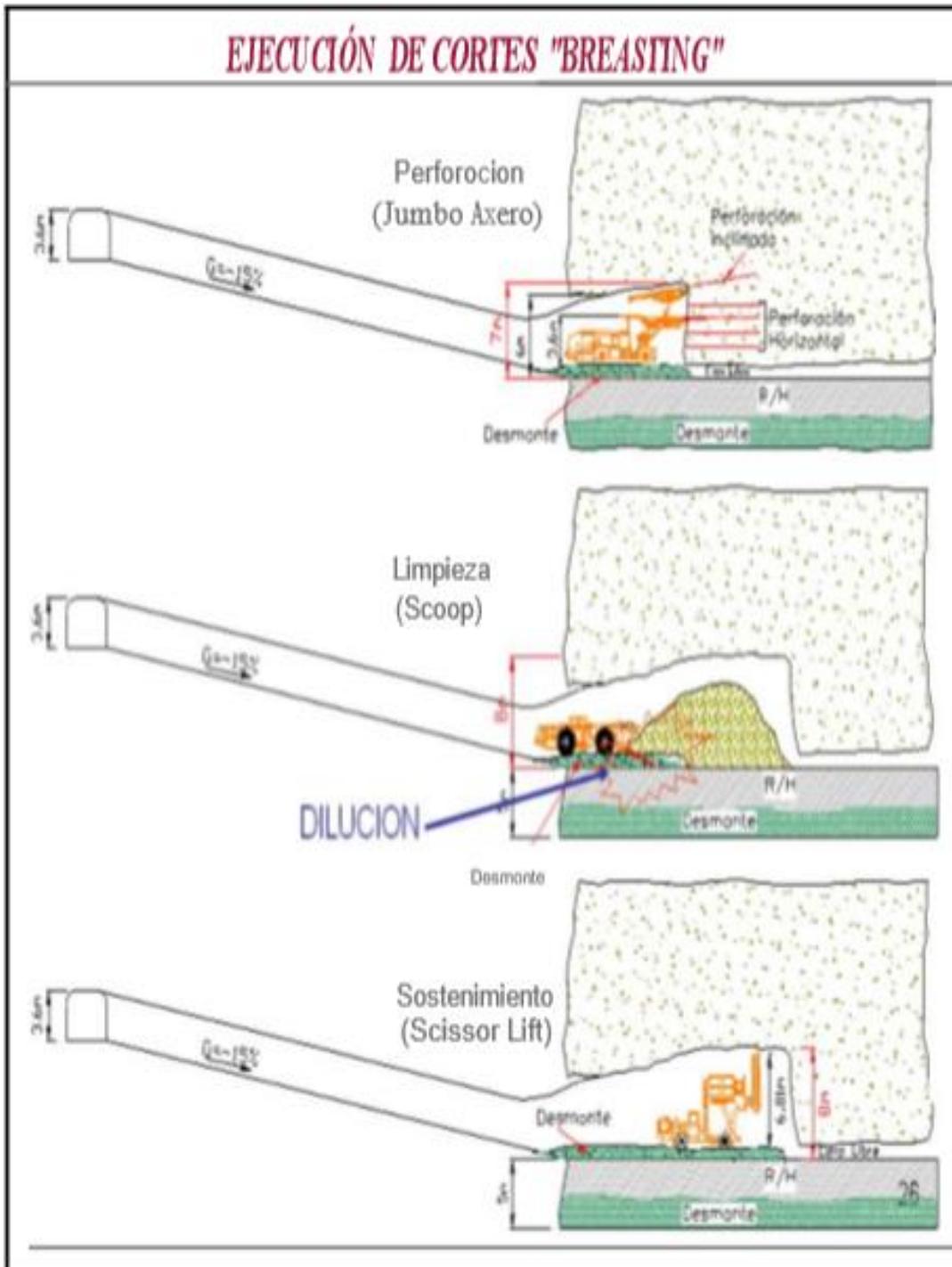
	fatalidad).
Nivel 6	Accidente con lesiones o enfermedades, con múltiples accidentados, que involucra pérdida total de capacidad de trabajo o fatalidad.

ANEXO VII



SECUENCIA DE CORTES ESTÁNDAR DEL "BREASTING" MECANIZADO

ANEXO VIII



EJECUCIÓN DE CORTES "BREASTING"

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TÍTULO: “OPTIMIZACIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO ASCENDENTE POR LA EMPRESA MINERA INCIMMET EN LA UNIDAD EL PORVENIR.”

AUTOR: Bach. Giancarlo Ever, PUCUHUANCA TTITO

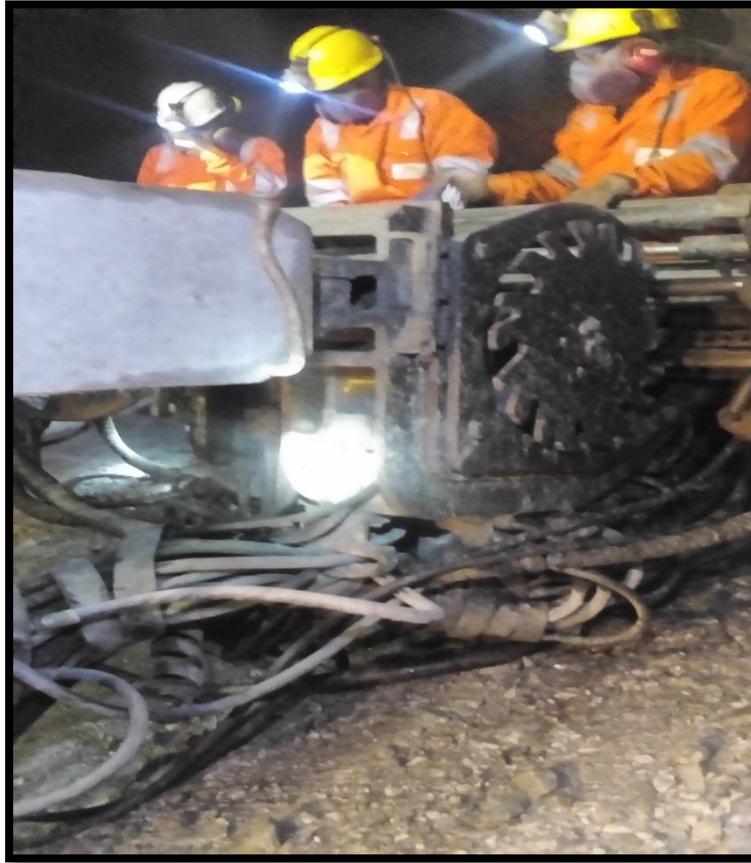
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN
<p>GENERAL:</p> <p>¿Optimizar el método de corte y relleno ascendente para incrementar la productividad en la Mina porvenir nexa?</p> <p>ESPECÍFICOS:</p> <ul style="list-style-type: none"> - ¿De qué manera, como determinar y realizar la optimización del método de explotación corte y relleno ascendente en la unidad minera el porvenir milpo? - ¿el excesivo uso de materiales e insumos en las operaciones netamente mineras ocasionan un costo excesivo a la empresa? 	<p>GENERAL:</p> <p>Optimizar el método de corte y relleno ascendente para incrementar la productividad en la Mina el porvenir nexa</p> <p>ESPECÍFICOS:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Realizar la optimización del método de explotación corte y relleno ascendente nos ayudara en la producción de la mina el PORVENIR NEXA - realizar un mejor uso de los accesorios y equipos mineros para minimizar los costos 	<p>GENERAL</p> <p>Si optimizamos el método de corte y relleno ascendente se incrementará la productividad en la Mina EL PORVENIR NEXA</p> <p>ESPECÍFICOS:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Si realizamos la optimización del método de corte y relleno ascendente ayudaremos en la producción de la mina EL PORVENIR NEXA - Si efectuamos una correcta evaluación de los equipos materiales insumos en las diferentes operaciones ayudaremos a minimizar los costos a la empresa 	<p>VARIABLE GENERAL:</p> <p>Variable Independiente:</p> <p>Optimización del método corte y relleno ascendente</p> <p>Variable Dependiente:</p> <p>Incremento de la productividad.</p> <p>VARIABLE INTERVINIENTE:</p> <p>Proceso de producción.</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Plan de Minado - Método de Explotación. - Ciclo de Minado - Geomecánica y Geotecnia. 	<ul style="list-style-type: none"> - Resistencia compresiva de la roca - Factor de carga - Densidad de la roca - Densidad del explosivo - Dimensiones del labor (ancho y alto) - Longitud de taladro - Longitud de carga - Diámetro del taladro - Presión de detonación - Burden - Número de taladros - Eficiencia de la voladura - Fragmentación - Calidad de la roca RQD - RMR de la roca - Costos unitarios 	<p>TIPO:</p> <p>Aplicada</p> <p>NIVEL:</p> <p>Evaluativa.</p>

INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Los instrumentos de recolección de datos de esta investigación se han usado de acuerdo a los trabajos elaborados y necesitado en campo la cual están evidenciadas con fotografías, gráficos, reportes, equipos de operaciones y aparatos diversos.

Utilizando todos los instrumentos de recolección de datos se ha logrado obtener importante información para subsanar las deficiencias en operaciones mineras de la Compañía Minera Milpo.

Todos los instrumentos usados están evidenciados en la estructura de la investigación realizada.



Fotografía N° 1. Mantenimiento de equipo incimmet.



Fotografía N° 2. Perforación de taladros.



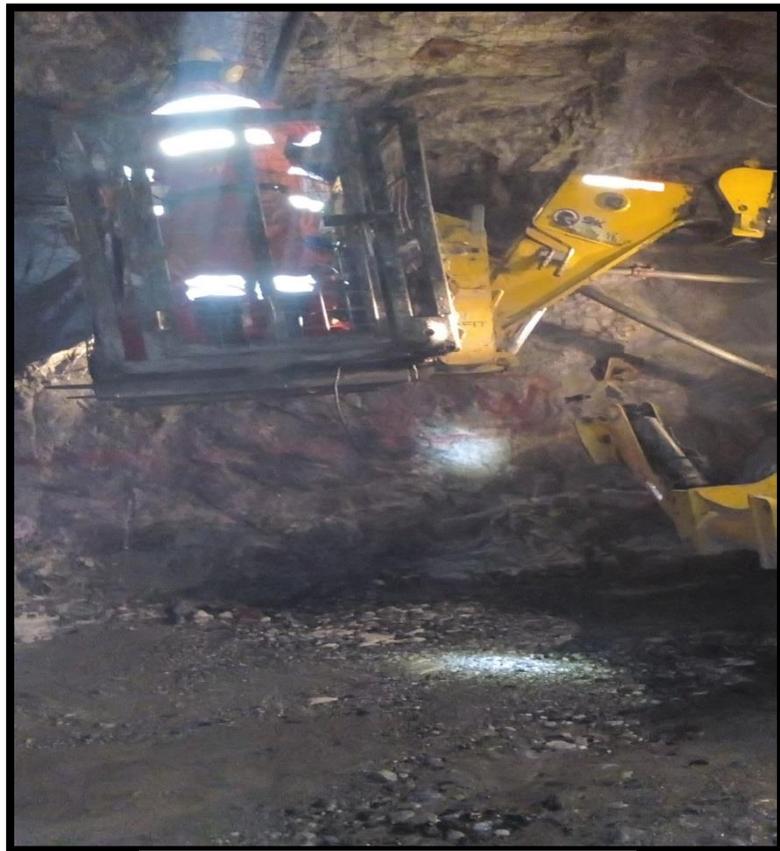
Fotografía N°3. Pintado topográfico.



Fotografía N°4. Sostenimiento con pernos.

SUPER RIESGO	
ILUSTRACION	<ul style="list-style-type: none"> - APLASTAMIENTO/FATALIDAD - GASEAMIENTO - ATROPELLO/CHORUG - ELECTROCUCIÓN - GOLPES/HERIDAS <p>LOCO DICE</p>
PROGRAMADOS	LABOR HORA
ACTIVIDAD	225m
	214m

Fotografía N°5. Cuadro informativo de seguridad.



Fotografía N°6. Equipo de sostenimiento



Fotografía N°7. Perforación 14 pies.



Fotografía N°8. Equipo de perforación incimmet