

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA



TESIS

**“OPTIMIZACIÓN DEL MINADO EN LA ETAPA DE
RECUPERACIÓN DE PILARES EN UNA MINA SUBTERRÁNEA,
PARA INCREMENTAR LA PRODUCTIVIDAD”**

**PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR:
CARLOS ENRIQUE HUAMÁN YUPANQUI**

**ASESOR:
MSc. ING. JOSÉ ANTONIO CORIMANYA MAURICIO**

LIMA – PERÚ

2021

DEDICATORIA

A nuestro Padre celestial DIOS JEHOVA, a su Hijo amado JESUCRISTO y a su ESPIRITU SANTO, por su misericordia, su amor y su fortaleza. A mis PADRES: Carlos Enrique Huamán Coronado y María Angelica Yupanqui Aquise, por haberme inculcado los valores y apoyo que me brindaron para mi formación profesional; Y a mi Hermosa ESPOSA Helen Cerrón Canchanya y a mis HIJOS: Mikjael Stefano, Carlos Johan y Matthew Kane, quienes son el motivo de todo mi esfuerzo y dedicación. Y también a mis queridos HERMANOS: Raúl Enrique, Eduardo (Lalo), Elizabeth (Nenita) y Josué por todo su apoyo incondicional.

AGRADECIMIENTO

A mis asesores académicos de la Universidad Nacional de Ingeniería, al MSc. Ing. Eder León Salazar Dulanto y al MSc. Ing. José Corimanya Mauricio. A mis colegas, a los supervisores y a los trabajadores mineros de UEA Cerro de Pasco de Compañía Minera Volcan S.A.A. Expreso también mi gratitud muy especial a las siguientes personas que contribuyeron en mi formación Profesional: Ing. Víctor Torres, Ing. Ricardo Rojas, Ing. Jesús Zurita, Ing. Oscar Febres, Ing. Juan Romero, Ing. José Cuadros, Ing. Herman Flores, Ing. Víctor Ricaldi y el Ing. Roberto Maldonado.

RESUMEN

Volcan Compañía Minera S.A.A. (Volcan) es uno de los principales productores polimetálicos del Perú y uno de los principales productores de plata, Plomo y de Zinc en el mundo. Las operaciones de la compañía se realizan en la zona central de los Andes Peruanos, zona de amplia tradición minera, donde operan reconocidas Compañías mineras. Volcan a nivel corporativo, cuenta con reservas de mineral por 27.7 MM de TM al finalizar el año 2020. Los recursos mineros, además, son de 485.5 MM de Tn. Esta es la GRANDEZA MINERA que le da a Volcan sus reservas, recursos y enorme potencial minero. El 2013 la compañía cumple 70 años de iniciado sus operaciones en Mina Ticlio, Volcan y el resto de la Compañías mineras enfrentaron varios desafíos a inicio del 2013. Por un lado, el año estuvo caracterizado por la alta volatilidad en los precios de los metales provocada por las expectativas en cuanto a las medidas de política monetaria en Estados Unidos, los problemas económicos de la eurozona y la formulación de políticas que sostengan el crecimiento en China, que ya en los últimos años estuvo mostrando signos de desaceleración. En el plano local, el gobierno dio señales ambiguas en relación a la promoción de la inversión extranjera, lo que generó problemas políticos y sociales que impidieron la materialización de proyectos privados de grandes magnitudes. A pesar de estas dificultades, Volcan mantuvo su posición de productor líder a nivel nacional de plata, plomo y zinc. Lográndose mantener la producción consolidada de plata de Volcan por encima de los 20 millones de onzas.

Motivo por el cual, se realizaron programas y planes a corto plazo para reducir el impacto de la caída de los precios de los metales y minimizar cualquier repercusión sobre los resultados de la EA Cerro SAC. El enfoque fue preservar la caja de la

Compañía, racionalizando las inversiones e implementando iniciativas y programas de optimización y reducción de costos como la reorganización del personal, la optimización de métodos de minado para mejorar la Productividad, la revisión del número y alcance de los servicios de empresas contratistas, la renegociación de precios de los principales suministros, entre otras, especialmente en la unidad Cerro de Pasco. Como resultado de estas iniciativas se logró reducir el costo unitario consolidado en más de 12% pasando de 74.5 USD/TM en el primer trimestre del 2013 a 65.4 USD/TM en el cuarto trimestre del año 2013.

La UEA Cerro de Pasco se encuentra en el departamento de Pasco, está conformada por la Mina subterránea Paragsha y el Tajo abierto Raúl Rojas ubicados al centro de la ciudad de Cerro de Pasco, la cual cuenta con 80,000 habitantes aproximadamente. En esta gestión de reducción de costos unitarios destacan los esfuerzos de la UEA Cerro de Pasco por reducir los costos fijos tras la paralización de la explotación del Tajo Raúl Rojas en setiembre del 2012, la reducción de la producción de mina subterránea (a 11,000 ton/mes en noviembre del 2012) por reducción significativa de las reservas de mineral y la inestabilidad del masico rocoso por la fuerte cantidad de áreas explotadas el cual nos llevó a realizar una evaluación geomecánica integral del minado subterráneo. Desde el año 2013 al 2015 se determinó: los sectores más productivos de la Mina subterránea en función a la disponibilidad del mineral, sobre todo, en los cuerpos principales de J337-A, K327-B y CNA, donde se concentran las principales reservas de mineral explotable los cuales se encuentran en roca tipo III, IV y V. La explotación de mineral correspondía en un 100% a recuperaciones de puentes y pilares de minerales remanentes con el método de minado corte y relleno ascendente de manera semi mecanizado (con uso de Jackleg y Scoop) con sostenimiento pesado,

surgió la obligación de incrementar la producción para aumentar los niveles de rentabilidad de la EA Cerro SAC, esta es el motivo de realizar un cambio en la Ingeniería de diseño y ejecución del minado para roca tipo III, IV y V en la Mina subterránea, iniciando en el Cuerpo J337-4 en el nivel 1400. Como premisa se consideró que la única forma de incrementar la producción es aplicar métodos de minado masivo, con tecnología de última generación y personal altamente calificado y lograr de esta forma el incremento de la productividad y la reducción de costos. Este trabajo de Investigación se detalla en la Tesis, titulada: **“OPTIMIZACIÓN DEL MINADO EN LA ETAPA DE RECUPERACIÓN DE PILARES EN UNA MINA SUBTERRÁNEA, PARA INCREMENTAR LA PRODUCTIVIDAD”**

Toda Empresa minera busca la mejora continua de sus operaciones con el fin de optimizar y reducir sus costos operativos, para asegurar la factibilidad y persistencia en el tiempo de la empresa. Por lo cual el objetivo principal en una operación minera es la Productividad cumpliendo los estándares de OSHAS 18001, ISO 14001 y ISO 9001 que corresponden al SIG SSOMAC. Para este trabajo de investigación se utilizó el método no experimental descriptivo y como diseño metodológico y tipo de investigación, el transeccional y correlacional causal respectivamente. En fin, se generó una secuencia de minado que permitió una explotación más segura y optimizada.

ABSTRACT

Volcan Compañía Minera SAA (Volcan) is one of the main polymetallic producers in Peru and one of the main producers of silver, lead and zinc in the world. The company's operations are carried out in the central region of the Peruvian Andes, an area with a long mining tradition, where well-known national and international companies operate. Volcan at the corporate level, has mineral reserves of 27.7 MM of MT at the end of 2020. Mining resources, in addition, are 485.5 MM of MT. This is the **MAGNITUDE of MINING GREATNESS** that gives Volcan its reserves, resources and enormous mining potential. However, the task has not been easy; the challenges faced have been innumerable. 2013 was no exception, Volcan and the rest of the industry faced several challenges. On the one hand, the year was characterized by high volatility in metal prices caused by expectations regarding monetary policy measures in the United States, economic problems in the euro area, and the formulation of policies that sustain growth in the United States. China, which in recent years has been showing signs of slowing down. At the local level, the government gave ambiguous signals regarding the promotion of foreign investment, which generated political and social problems that prevented the materialization of large-scale private projects. Despite these difficulties, Volcan maintained its position as the leading producer of silver, lead and zinc at the national level. Being able to maintain the consolidated production of silver in Volcan above 20 million ounces.

On the other hand, great efforts were made to reduce the impact of the fall in metal prices and the lower impact on the Company's results. The focus was to preserve the Company's cash flow, rationalizing investments and implementing initiatives and

programs to optimize and reduce costs such as the reorganization of personnel, optimization of mining methods to improve Productivity, review of the number and scope of services. contractor companies, the renegotiation of prices of the main supplies, among others, especially in the Cerro de Pasco unit. As a result of these initiatives, it was possible to reduce the consolidated unit cost by more than 12%, going from 74.5 USD / MT in the first quarter of 2013 to 65.4 USD / MT in the fourth quarter of 2013. The Cerro de Pasco UEA is located in the department of Pasco, it is made up of the Paragsha underground mine and the Raúl Rojas open pit located in the center of the city of Cerro de Pasco, which has approximately 80,000 inhabitants. In this management of unit cost reduction, the efforts of the Cerro de Pasco UEA to reduce fixed costs after the stoppage of exploitation of the Raúl Rojas Tagus in September 2012, the reduction of underground mine production (to 11,000 tons / month in November 2012) due to a significant reduction in mineral reserves and the instability of the rock mass due to the large number of exploited areas, which led us to carry out a comprehensive geomechanical evaluation of the underground mining.

From 2013 to 2015 it was determined: the most productive sectors of the underground Mine based on the availability of the mineral, especially in the main bodies of J337-A, K327-B and CNA, where the main reserves of Exploitable mineral, which are found in rock types III, IV and V. The exploitation of mineral corresponded 100% to recoveries of bridges and pillars of remaining minerals with the method of mining, cutting and filling in a semi-mechanized way (with the use of Jackleg and Scoop) with heavy hold, The need arose to increase production to improve the profitability levels of the Company, this is the reason for carrying out a reengineering in the design and execution of the mining for rock type III, IV and V in the Mine

underground, starting in Corps J337-4 at level 1400. As a premise, it was considered that the only way to increase production is to apply massive mining methods, with state-of-the-art technology and highly qualified personnel, thus achieving increased productivity and reduced costs. Said work carried out is detailed in the thesis that is presented entitled: **"OPTIMIZATION OF MINING IN THE PILLARS RECOVERY STAGE IN AN UNDERGROUND MINE, TO INCREASE PRODUCTIVITY"**

Every Production Company seeks continuous improvement of its operations in order to optimize its processes and achieve cost reduction to guarantee the viability and permanence of the company over time. Under this criterion, the most important aspect of the operation is that which refers to Productivity with high safety standards, since it is this parameter that determines how competitive an organization is. For this research work the descriptive non-experimental method was used and as methodological design and type of research, the transectional and causal correlational respectively. Anyway, A mining sequence was generated that allowed a safer and more optimized exploitation.

INDICE

Contenido	Pág.
CAPÍTULO I	
INTRODUCCION Y PLANTEAMIENTO DE ESTUDIO.....	1
1.1. INTRODUCCION.....	1
1.2. SITUACION:.....	3
1.3. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
1.3.1. Problemas de la investigación:	4
1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.4.1. Justificación:	5
1.4.2. Limitaciones:	6
1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN:	6
1.5.1. Objetivo general.....	6
1.5.2. Objetivos específicos	6
1.6. HIPÓTESIS Y VARIABLES.....	7
1.6.1. Hipótesis general.....	7
1.6.2. Hipótesis específicas	7
1.7. VARIABLES E INDICADORES DE LA INVESTIGACIÓN	7
1.7.1. Variable independiente X:.....	7
1.7.2 Variable dependiente “Y”:.....	8

1.7.2. Definición de términos	8
1.8. DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO Y DISEÑO	9
1.8.1. Tipo de Investigación:	9
1.8.2. Método de investigación:	9
1.9. POBLACION DE LA INVESTIGACION	9
1.9.1. Población	9
1.10. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS....	10
1.10.1. Técnicas:	10
1.10.2. Instrumentos.	10
1.10.3. Confiabilidad del cuestionario.	10
1.10.4. Fuentes de información y documentación.	11
1.11. PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN.....	12
1.11.1. Técnicas y procedimientos de recolección de datos	12
1.11.2. Técnicas de procesamiento y análisis de datos.....	12
1.11.3. Materiales y equipos	12
2. CAPÍTULO II	
MARCO TEÓRICO	
FUNDAMENTOS TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN	13
2.1. ANTECEDENTES	13
2.1.1. Antecedentes del yacimiento	13

2.1.2. Aspectos generales.....	14
2.1.3. Escenario geológico general.....	16
2.1.4. Geología estructural.....	21
2.1.5. Geología económica.....	25
2.2. DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES EN UEA CERRO SAC	33
2.2.1. Sistema de explotación.....	33
2.2.2. Método Corte y Relleno Ascendente	34
2.2.3. Método Corte y Relleno Descendente (<i>Under Cut And Fill</i>).....	37
2.2.4. Servicios Auxiliares en Mina Subterránea	40
2.3 MARCO CONCEPTUAL:	49
2.2.5. Minado por corte y relleno ascendente a través de subniveles:.....	49
2.2.6. Minado por cámaras y pilares.....	61
2.2.7. Minado por corte y relleno ascendente (over cut and fill)	72
3. CAPÍTULO III	
PRESENTACIÓN DE RESULTADOS	80
3.1. RESULTADOS OFICIALES SOBRE EL SISTEMA DE MINADO	80
3.1.1. Geología	82
3.1.2. Selección del metodo de explotación.....	83
3.1.3. Estudio geomecánicos del proyecto de minado.....	86
3.1.4. Condiciones para la aplicación del minado	102

3.2. DISEÑO DEL METODO DE MINADO POR CRA CON TALADROS	
LARGOS.....	103
3.2.1. Secuencia de minado.....	103
3.2.2 Descripción del método.....	104
3.2.3 Cronograma de Actividades de minado de un Block.....	123
3.3 EVALUACIÓN ECONÓMICA	124
3.2.2. Evaluación económica primera etapa bloque de 40 m.....	124
3.2.3. Análisis de producción mina cerro de pasco año 2013	125
3.3.3 Comparativo historio de costos de corte y relleno ascendente	127
3.3. SUPERVISIÓN	129
4. CAPÍTULO IV	
ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS Y COMPROBACIÓN DE	
HIPÓTESIS	131
4.1. COMPROBACION DE HIPOTESIS GENERAL.....	131
4.1.1. Comparación de medias 2013 al 2014, Entre los Métodos de CRA con	
Taladros Largos Vs. CRA en Breasting	134
4.1.2. Aplicación del SPSS para análisis de grados de confiabilidad:.....	137
4.1.3. Aplicación del SPSS para prueba de hipótesis:	138
4.2 COMPROBACION DE LAS HIPOTESIS ESPECIFICAS:	140
4.2.1 Comprobación de la primera hipótesis específica:	140
4.2.2 Comprobación de la segunda hipótesis específica:.....	141

4.2.3 Comprobación de la tercera hipótesis específica:.....	143
CONCLUSIONES	145
RECOMENDACIONES	Error! Bookmark not defined.
BIBLIOGRAFÍA.....	Error! Bookmark not defined.

CAPÍTULO I

INTRODUCCION Y PLANTEAMIENTO DE ESTUDIO

1.1. INTRODUCCION

La Mina Subterránea Paragsha de Cerro de Pasco es una de las minas más antiguas del Perú, durante muchos años viene generando puestos de trabajo, aportando con el desarrollo del departamento de Cerro de Pasco y del Perú. VOLCAN CÍA. MINERA S.A.A. adquiere la mina de la Compañía Centromín Perú el año 1999, Dicha mina a lo largo de los años ha aportado importantes cantidades de mineral al mundo y paulatinamente ha ido perdiendo reservas de altas leyes. En el año 2012, se inicia una Evaluación Geomecánica Integral del minado subterráneo a cargo de la empresa DCR Ingenieros S.R.L. liderado por el Mg. Ing. David Córdova Rojas. El cual nos aportó información para un adecuado cambio de método de explotación sin perjudicar la seguridad del personal de mina, la estabilidad de las labores principales en interior mina y la estabilidad del tajo Raúl Rojas. Fue un año también que se concluyó de sincerar las reservas de mineral en función a la accesibilidad del mineral, lo que condujo a la reducción del volumen de producción de 65,000 ton/mes a 11,000 ton/mes a partir de noviembre 2012. En el año 2013, gran parte de las reservas de mineral se

encontraban en recuperación de puentes y pilares las cuales estaban siendo minadas por corte y relleno ascendente y descendente en forma semi mecanizado (uso de Jackleg y Scoop) con sostenimiento pesado (uso de cuadros y cimbras). En la mina se identificó el cuerpo J337-A en el cual se trabajó hasta el piso 9 por el método antes mencionado, entre los niveles 1200 y 1400, la cual es un cuerpo regular de grandes dimensiones, se encuentra a una profundidad de 310 metros con respecto a la superficie, estando ésta fuera de los límites de alcance del tajo abierto. Dicho cuerpo J337-A debido a sus leyes de mineral y variable calidad del macizo rocoso y mineral que van desde roca tipo III, IV y V obligaba a un buen trabajo de Ingeniería de diseño del minado subterráneo para tener altos niveles de productividad, buenos estándares de seguridad, reducir costos de producción que fortalezcan la rentabilidad y asegure la viabilidad de las operaciones de la mina. Dicho proyecto era primordial, puesto que de no haber tomado la decisión de realizar un minado con Taladros largos no se hubiera podido lograr la producción promedio de 25.000 Tn/mes. De manera que contrario a todos los parámetros establecidos para realizar el diseño del método de explotación en este tipo de roca III, IV, V; se tuvo que cambiar dichos esquemas, ya que, de acuerdo a la bibliografía general, para realizar el minado por taladros largos se requiere principalmente de roca de caja y mineral tipo I y II con un RMR >50. Por tal motivo se realizó un trabajo en equipo con las áreas de Seguridad, Operaciones mina, planeamiento, geología y geomecánica, donde influyo la creatividad, la experiencia, un detallado diseño de la perforación, voladura y análisis de estabilidad del macizo rocoso para lograr la explotación de taladros largos en tipos de rocas III, IV, V; y lograr que el proyecto sea beneficioso, generando adecuadas condiciones de seguridad para la operación, minimizar la dilución del mineral, y un bajo costo de producción.

La tecnología a control remoto en los equipos de perforación y limpieza de mineral, ha permitido garantizar una total seguridad hacia los trabajadores y conseguir bajos costos de operación y altos niveles de productividad, en las operaciones de la mina subterránea Paragsha de la UEA Cerro de Pasco.

1.2. SITUACION:

La investigación se ha desarrollado en la UEA Cerro de Pasco de Volcan Compañía Minera S.A.A., en la mina subterránea Paragsha, en las áreas de los cuerpos principales J337-A, K327-B y CN-A y en rocas tipo III, IV, V; de características regulares a malas donde se explotaba con metodología de corte y relleno semi mecanizado con sostenimiento pesado, en forma ascendente y descendente con perforación horizontal (con Jackleg), perpendicular al rumbo del cuerpo, obligando a alternar en forma de cámaras y pilares, procediendo a dejar una secuencia de pilares que posteriormente se recuperaba por el mismo método con la utilización de cuadros de madera y cimbras. El tiempo de ejecución de esta investigación se desarrolló durante los años 2013 al 2014. La incertidumbre de la productividad minera involucra directamente al bienestar trabajador minero y su familia, luego al empresario y a la comunidad.

1.3. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Toda Empresa minera busca la mejora continua de sus operaciones con el fin de optimizar y reducir sus costos operativos, para asegurar la factibilidad y persistencia en el tiempo de la empresa. Por el cual, bajo este indicador el aspecto muy influyente de la operación minera es el que se refiere a la productividad, pues es esta variable de diseño, la que determina la capacidad de reacción de una Empresa al asumir retos y desafíos como en el 2013. No obstante, el concepto de productividad no significa que las responsabilidades relacionadas a: salud ocupacional, seguridad, medio ambiente y

calidad, sean de contradicción, al contrario, son la premisa y soporte de la productividad. En la mina Paragsha se ha identificado el cuerpo J337-A entre los niveles 1200 y 1400, dicho cuerpo debido a la variable calidad del macizo rocoso y mineral de roca III, IV, V; exigía un especial diseño de minado para obtener altos niveles de productividad, altos estándares de seguridad, bajos costos de producción y asegure la viabilidad de las operaciones de la mina. Dicho proyecto era fundamental ya que aporta el 20 % de la producción mensual. Además, es un método que se está realizando como forma de prueba, para posteriormente aplicar en los cuerpos K327-B y CN-A de similares características. De manera que contrario a todos los parámetros establecidos para realizar el diseño del método de explotación, se cambió dichos esquemas, ya que de acuerdo a la bibliografía para realizar el minado por taladros largos se requiere fundamentalmente roca de caja y mineral tipo I y II con un RMR mínimo de 50. Es entonces que se realizó un trabajo en equipo; Con las áreas de planeamiento, geomecánica y operaciones, donde se conjugó la creatividad, experiencia, un minucioso diseño de la perforación, voladura y análisis de estabilidad del macizo rocoso para lograr la explotación de taladros largos en tipos de rocas III, IV, V. La tecnología a control remoto en los equipos de perforación y limpieza, ha permitido garantizar una total seguridad hacia los trabajadores, conseguir bajos costos de operación y altos niveles de productividad.

1.3.1. Problemas de la investigación:

1.3.1.1. Problema principal:

1. Siendo el principal problema la baja Productividad y producción de mineral que se encontraba Mina subterránea Paragsha al iniciar el año 2013. ¿En qué medida la optimización del minado por Corte y Relleno Ascendente

(C.R.A.) mediante la aplicación de taladros largos en roca tipo III, IV, V; permitirán la mejora de la productividad en la unidad de Producción de EA Cerro SAC?

1.3.1.2. Problemas secundarios

1. Siendo unos los problemas la ineficiente gestión en el control de la productividad y el planeamiento de mediano a largo plazo. ¿En qué medida la gestión del talento humano optimizará la productividad en razón del sistema de minado por C.R.A. con taladros largos en roca tipo III, IV, V?
2. Siendo también un problema la desviación de taladros en la perforación vertical. ¿En qué medida la perforación de taladros largos en roca tipo III, IV, V; en el minado por C.R.A. incrementan la productividad?
3. Siendo también un problema la demora en el ciclo de minado sobre todo por el tipo de roca y mineral que se tiene. ¿Cómo la mecanización en el minado por C.R.A., mediante taladros largos en roca tipo III, IV, V; permiten incrementar la productividad?

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. Justificación:

- **Conveniencia:** Aplicación de nuevas tecnologías de minado subterráneo que permiten hacer más competitiva a nuestra minería peruana.
- **Relevancia Social:** bajar costos, mejorar la productividad, harán que se ejecute una minería de responsabilidad social, permitiendo un mejor nivel de vida de los trabajadores de la E.A. Cerro SAC de Volcán Cía. Minera, Mina subterránea Paragsha.

1.4.2. Limitaciones:

- El trabajo de investigación (Tesis) por el carácter de su contenido e impacto, en la gestión de riesgos; afrontó una serie de dificultades en el proceso de su elaboración, situación normal en la mayoría de los trabajos de investigación, encontrándose los principales aspectos restrictivos encontrados:
- La escasa información documental referida al tema de la investigación.
- Algunas empresas mineras que no permiten la recopilación de datos, resultados de las informaciones de operaciones mineras; debido a mucho celo profesional.

1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN:

1.5.1. Objetivo general

1. Lograr a través de la optimización del método de C.R.A. mediante la aplicación de taladros largos en roca tipo III, IV, V; la mejora de la productividad en la unidad de Producción de EA Cerro SAC.

1.5.2. Objetivos específicos

1. Implementar eficientemente el talento humano en el minado de C.R.A. mediante taladros largos en roca tipo III, IV, V; para optimizar la productividad en la unidad de Producción de EA Cerro SAC.
2. Lograr a través de la perforación de taladros largos en roca tipo III, IV, V; la mejora de la productividad en el minado por C.R.A. en la unidad de Producción de EA Cerro SAC

3. Determinar el nivel de mecanización para incrementar la productividad en el minado por C.R.A. con taladros largos en roca tipo III, IV, V; en la unidad de Producción de EA Cerro SAC.

1.6. HIPÓTESIS Y VARIABLES

1.6.1. Hipótesis general

1. "El minado mediante C.R.A. con taladros largos en roca tipo III, IV, V; incrementa la productividad en la unidad de producción de E.A. Cerro SAC"

1.6.2. Hipótesis específicas

1. A través del talento humano eficiente se logra la mejora de la productividad en el minado por C.R.A. mediante taladros largos en roca tipo III, IV, V.
2. Aplicando una eficiente perforación de taladros largos en roca tipo III, IV, V; en el minado por C.R.A. se logra incrementar la productividad.
3. La eficiente mecanización permite el incremento de la productividad en el minado por C.R.A. mediante taladros largo en roca tipo III, IV, V.

1.7. VARIABLES E INDICADORES DE LA INVESTIGACIÓN

1.7.1. Variable independiente X:

La variable X es la productividad. Siendo sus indicadores:

- X₁ producción.
- X₂ tareas
- X₃ recursos

1.7.2 Variable dependiente “Y”:

Tabla 1.

Distribución de variables dependientes.

Variables	ITEM
<i>Variable dependiente Y1:</i> Minado por CRA con T.L.	<ul style="list-style-type: none"> ▪ producción. ▪ recuperación ▪ dilución ▪ seguridad ▪ costos ▪ control. ▪ rediseño ▪ ley mínima
<i>Variable dependiente Y2:</i> Talento humano eficiente.	<ul style="list-style-type: none"> ▪ valor del mineral ▪ beneficio/costo ▪ operatividad ▪ Planificación. ▪ Productividad ▪ Eficiencia ▪ Eficacia. ▪ Rendimiento ▪ Desempeño
<i>Variable dependiente Y3:</i> Perforación taladros largos.	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Diagnóstico ▪ Diseño ▪ Selección. ▪ Entrenamiento ▪ Evaluación ▪ Ton rotas/disparo ▪ Productividad.
<i>Variable dependiente Y4:</i> Mecanización.	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Sensibilización. ▪ Capacitación. ▪ Trabajo en equipo. ▪ Planificación. ▪ Entrenamiento. ▪ Organización. ▪ Dirección.

Se registran los criterios de evaluación para cada variable dependiente según la operación mina subterránea. (Fuente: Superintendencia de Mina, EA Cerro SAC)

1.7.2. Definición de términos

- **Eficacia:** el grado en que algo tiene éxito en producir un resultado deseado.

- **Eficiencia:** la habilidad de hacer algo o producir algo sin desperdiciar nada.
- **Metas:** un objetivo o resultado deseado.
- **Objetivos:** una posición estratégica que debe alcanzarse o un propósito que debe alcanzar una operación.
- **Organización:** Puede usar la palabra organización para referirse a un grupo o empresa, o al acto de formar o establecer algo.
- **Planeamiento:** es un proceso que requiere la selección de un curso de acción. Las formas y los medios necesarios para lograr los objetivos de la organización forman la parte esencial de la planificación.
- **Productividad:** mide la eficiencia con la que los insumos de producción, como la mano de obra y el capital, se utilizan en una economía para producir un nivel determinado de producción.

1.8. DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO Y DISEÑO

1.8.1. Tipo de Investigación:

- Por la misma naturaleza del objeto de estudio, se utilizó el tipo aplicativo tecnológico en el minado de métodos subterráneos.

1.8.2. Método de investigación:

- El método de investigación es de carácter no experimental.

1.9. POBLACION DE LA INVESTIGACION

1.9.1. Población

- La población fueron los trabajadores del área de minado subterráneo de la unidad de producción de la EA Cerro SAC.

1.10. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

1.10.1. Técnicas:

- La observación participante.
- La encuesta a trabajadores, personal de supervisión y administrativos de la unidad minera.
- La entrevista a informantes previamente seleccionados.

1.10.2. Instrumentos.

- Guía de observación participante estructurada.
- Cuestionario.
- Entrevistas estructuradas a informantes claves.

1.10.3. Confiabilidad del cuestionario.

La confiabilidad de los cuestionarios dirigidos a los supervisores y al personal de operaciones, se ha establecido por medio del coeficiente ALFA DE CRONBACH.

Se calculó con la fórmula:

$$\alpha = \left(\frac{l}{l-1} \right) \left(1 - \frac{\sum S_i^2}{S_t^2} \right)$$

Donde:

α Es el coeficiente de alfa de Cronbach.

S_i Es la varianza de cada pregunta individual.

S_t Es la varianza de la puntuación total de las preguntas.

l Es el número de preguntas del cuestionario

Aplicando el software estadístico SPSS versión 22, para determinar la Confiabilidad del cuestionario. Donde $l=25$.

Tabla 2.
Confiabilidad del cuestionario con SPSS

Resumen de procesamiento de casos			
		N	%
Casos	Válido	124	100,0
	Excluido ^a	0	,0
	Total	124	100,0

Estadísticas de fiabilidad	
Alfa de Cronbach	N de elementos
,942	25

Aplicación del Software SPSS Versión 22,
(Fuente: Personal.)

Alfa de Cronbach= 0,942.

Este resultado nos indica que el cuestionario utilizado es **Confiable**.

1.10.4. Fuentes de información y documentación.

1.10.4.1. Fuentes directas:

- datos empíricos directamente recopilados de los trabajadores a través de las técnicas e instrumentos ya diseñados.

1.10.4.2. Fuentes indirectas:

- Información de la data mensual de operaciones mina, geología y planeamiento, resúmenes estadísticos de Superintendencia Mina, la Gerencia de Operaciones, Gerencia General.

1.11. PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN

1.11.1. Técnicas y procedimientos de recolección de datos

- Técnica de encuesta, con sus instrumentos las actas bibliográficas, el resumen y la interpretación, con la finalidad de elaborar el marco teórico, la caracterización y el planteamiento del problema y la bibliografía.
- Entrevistas directas, observación de campo y análisis de datos.

1.11.2. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

- La información de la investigación se reúne y se presentan en tablas simples y cruzadas de frecuencias, gráficos de columnas y de líneas, con la ayuda de los programas estadísticos SPSS versión 22 y la hoja de cálculo Microsoft Excel versión 2019.

1.11.3. Materiales y equipos

- Los materiales que se utilizaron fueron: Libros digitales, estadísticas e informes operacionales y de seguridad de la empresa minera, bibliografías relacionadas al respecto, etc.
- Los equipos fueron: computadora, laptop, Tablet, impresora, cámara fotográfica, filmadora, etc.

CAPÍTULO II
MARCO TEÓRICO
FUNDAMENTOS TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN

2.1. ANTECEDENTES

2.1.1. Antecedentes del yacimiento

El yacimiento minero de Cerro de Pasco ha sido conocido desde épocas incaicas por la mineralización de Ag y fue sólo hasta el siglo pasado que se inició una explotación activa, con pequeñas interrupciones, que continúa hasta el presente. Los primeros trabajos mineros se realizaron para beneficiar los valores de Ag contenidos en los “pacos” que cubren una extensa área de la superficie. Los trabajos se centralizaron en los tajos Santa Rosa y Santa Ana, y en pequeñas labores subterráneas de poca profundidad (medias barretas).

Posteriormente, hacia 1902, la Cerro de Pasco Copper Corporation inició la producción de minerales de Cu extraídos de las vetas y cuerpos emplazados en el borde occidental del yacimiento. En 1943 inicia sus operaciones la planta concentradora Paragsha con sus circuitos para flotar Cu. En 1956 se inicia el Tajo McCune (hoy Raúl

Rojas) para explotar los cuerpos de Pb-Zn-Ag ubicados en el borde oriental del yacimiento. En 1963 se inicia la concentración por flotación de los minerales de Pb-Zn en la planta concentradora Paragsha. En 1974 se crea la Empresa Minera del Centro del Perú, CENTROMIN PERU, pasa a administrar la propiedad estatizada de Cerro de Pasco Corp. En 1999, Volcan Compañía Minera S.A.A. adquiere las concesiones e instalaciones y crea la Unidad Económica Administrativa Cerro de Pasco.

2.1.2. Aspectos generales

2.1.2.1. Ubicación

La Unidad Económica Administrativa Cerro de Pasco, propiedad de Volcan Compañía Minera S.A.A. está situada en las estribaciones de la Cordillera Oriental del Perú, a una altura promedio sobre el nivel del mar de 4330 m, en línea recta con una orientación N 29° E de la capital Lima, entre los distritos de Yanacancha, Chaupimarca y Simón Bolívar, provincia de Pasco, departamento de Pasco.

Sus coordenadas geográficas son: 10°42' Latitud Sur, 76°15' Longitud Oeste.

2.1.2.2. Accesibilidad

El acceso a la U.E.A. de Cerro de Pasco es por vía terrestre, carretera central del Perú que parte de Lima se bifurca en la Oroya y llega a Cerro de Pasco con una distancia de 310 Km. La vía ferrocarril con una distancia de 345 Km. comunica la capital con Cerro de Pasco y presta servicios para el transporte de carga, mineral, etc. además Cerro de Pasco está unida a la capital a través de la carretera Cerro de Pasco - Canta - Lima.

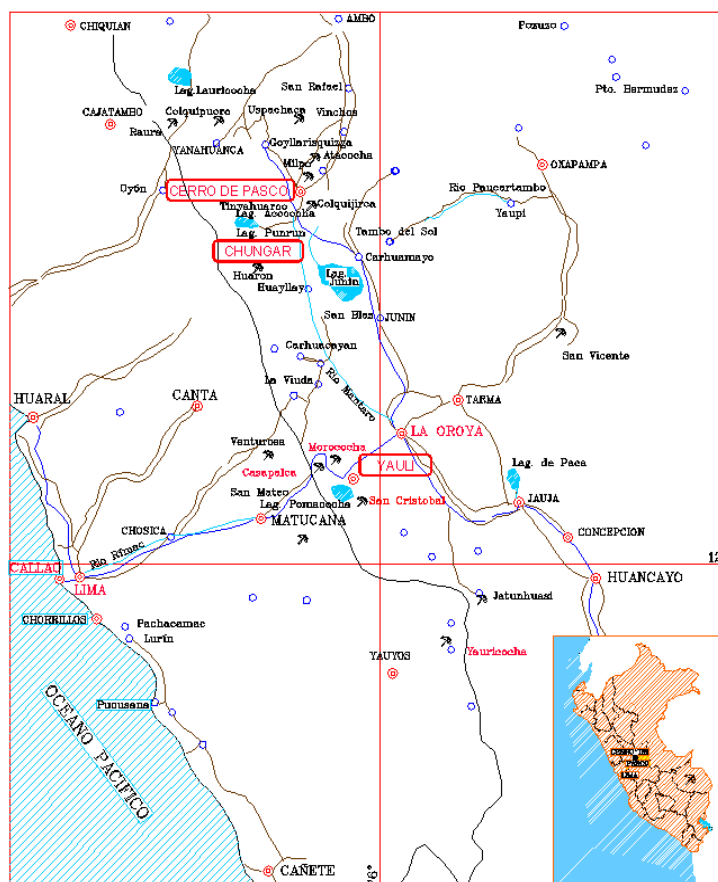


Figura 1. Ubicación y accesibilidad desde Lima hacia Cerro de Pasco.
(Fuente: oficina mina, EA Cerro SAC)

- Carretera Central: Lima - La Oroya - Cerro de Pasco, de 310 Km.
- Vía férrea: Lima - La Oroya - Cerro de Pasco, desarrollo de 345 Km.

Dentro del entorno de la unidad se encuentra las siguientes comunidades campesinas y ganaderas: Santa Ana de Tusi, Champamarca, Rancas, Quiulacochoa y Yurajhuanca.

2.1.2.3. *Fisiografía*

El yacimiento se halla ubicado en las estribaciones de la Cordillera Oriental del Perú, en la Meseta conocida como Nudo de Pasco, cuyo relieve es relativamente suave y termina en la pampa de Junín en donde la diferencia de altura entre las partes más altas y más bajas no es mayor de 300 m. El área de Cerro de Pasco, se considera que

ha sido erosionada por acción glaciaria, por lo tanto, tiene una morfología típica glaciaria. Al Norte de Cerro de Pasco, la meseta termina en una serie de cañones profundos con pendientes empinadas, al Sur de las pendientes son suaves y terminan en una extensa pampa, hacia el Oeste, las pendientes son suaves formando generalmente extensas planicies. Con facilidad se puede observar la relación que existe entre la topografía, rasgos estructurales y rocas existentes en la zona. El nudo de Pasco constituye la divisoria de dos sistemas de drenaje uno corresponde a los ríos Marañón y Huallaga, cuyo sentido de recorrido es hacia al Norte y el otro corresponde al Lago Junín de donde nace el Río Mantaro.

2.1.2.4. lima

Se aprecian dos estaciones; la lluviosa entre noviembre y abril y la seca entre mayo y octubre. La temperatura promedio de la zona es 6,8 °C, la humedad 74%, la precipitación 910 mm/año y la dirección del viento es de 1,4 m/s predominantemente al Norte.

2.1.3. Escenario geológico general

2.1.3.1. Marco Geológico

Los depósitos minerales se localizan en la zona Este y Sur de una chimenea volcánica Terciaria rellena por rocas piroclásticas e intrusivas. El cuello volcánico de sección transversal elíptica, de diámetro promedio de 2.5 Km. y con una orientación Norte-Sur, corta a una serie de rocas sedimentarias, que van en edad desde el Paleozoico Inferior, como es la formación Excelsior, hasta el terciario inferior y están descansando en un amplio anticlinal. El aspecto morfológico actual del cuello volcánico y de los depósitos minerales, los cuales fueron intensamente erosionados en épocas pre-pleistocénicas, y luego elevadas dando la forma actual., es de una superficie

ondulada típica de un proceso de semi peneplanización que se desarrolla hasta la actualidad. Dentro de la estratigrafía del yacimiento tenemos, las filitas Excélsior, que son las rocas más antiguas de la zona (silúrico- devónico) discordante sobre el Excélsior se encuentra las areniscas, aglomerados y conglomerados rojos del grupo Mitu, de edad Pérmico. En discordancia angular sobre el grupo Mitu, se encuentra las calizas Pucará, en estas se encuentran las formaciones Chambará, Aramachay y Condorsinga; las calizas de la formación Chambará son las más importantes y la que afloran en este sector, teniendo diversas variedades de rocas calcáreas como las dolomias de grano fino las cuales no son favorables para la depositación de mineral, tenemos calizas dolomíticas de grano medio que son favorables para la depositación de mineral, Sobre las calizas pucará se encuentran las areniscas del grupo Goyllarisquisga, en discordancia se encuentran las rocas de la formación Pocobamba, que no son favorables para la depositación de mineral, y su descripción se da en lo concerniente a estratigrafía. Las rocas ígneas y volcanoclásticas se encuentran rellenando una estructura aproximadamente circular con diámetro promedio de 2.5 Km., que corresponde al cuello del antiguo volcán de Cerro de Pasco. Se puede identificar una fase explosiva consistente en aglomerados y tufos, y una fase intrusiva de composición dacítico a cuarzo-monzonítica. Dentro de las rocas intrusivas tenemos 2 unidades: una conformada por rocas porfiríticas de composición dacítica y otra que conforman los diques de cuarzo - monzonita porfiríticas. Se puede observar que hubo dos etapas de actividad ígnea, la primera, una fase explosiva, está representado por los aglomerados Rumiallana y tufos piroclásticos que ocupan la mayor parte de la estructura del cuello volcánico, y la segunda una fase intrusiva, que está caracterizada por la inyección de rocas monzonitas cuarcíferas, y pórfidos dacíticos que tienen una

orientación preferencial Este-Oeste, que tienen la forma de diques, todos de origen hipabisales. En el lado Este del cuello volcánico se emplazó el cuerpo de sílica-pirita dentro del cual se localizan los cuerpos tabulares de pirrotita y cuerpos irregulares de menas metálicas en contacto con las calizas Pucará. Dentro de la geología estructural tenemos principalmente pliegues que tienen un rumbo N-S, tanto sinclinales como anticlinales, también tenemos fallas que posiblemente sean las responsables de la mineralización desarrollada, tenemos la falla longitudinal de dirección N-S, que corta a todas las rocas preexistentes, y fallas tensionales transversales que son los responsables de la mineralización en vetas y que la mineralización se encuentra diseminada. La actividad tectónica posterior a la formación del cuerpo mineral produjo fracturamientos en el lado este, en las calizas Pucará, en la masa de sílica-pirita, y en los aglomerados del cuello volcánico. Las fallas fueron un control de mineralización que sirvieron como los *fideer*, o conductos de alimentación de las soluciones mineralizantes en el lado Este del cuello volcánico, donde la mineralización se desarrolla en las Calizas Pucará, y la mena metálica se encuentra diseminada, la caliza actúa como una buena caja, y recepciona toda la mineralización metálica. De acuerdo a información de archivos la depositación de las menas metálicas se ha efectuado en un tiempo prolongado y en el orden siguiente:

- a. Minerales de Plomo Zinc
- b. Minerales de Cobre Plata
- c. Minerales de Plata.

La esfalerita y la galena comenzaron a precipitarse durante la última etapa de formación de los cuerpos de pirrotita, y se han concentrado generalmente a lo largo del contacto del cuerpo de sílica-pirita, donde se les encuentra asociado a las pirita II,

se han reconocido 5 generaciones de esfalerita y 3 generaciones de galena, el contenido de fierro en las esfalerita disminuye de los cuerpos de pirrotita hacia el exterior, debido a la poca influencia de la pirrotita al alejarse de los cuerpos.

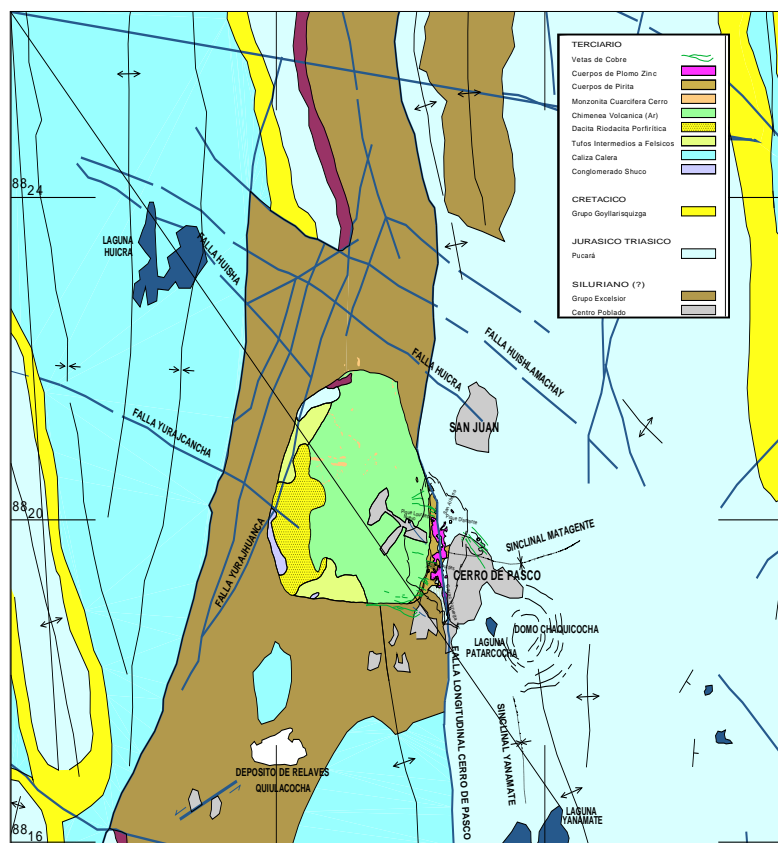


Figura 2. Escenario geológico de Cerro de Pasco
(Fuente: Área de Geología Exploraciones, EA Cerro SAC)

2.1.3.2. Estratigrafía

Filitas Excelsior (Silúrico-Devónico)

- Son las rocas más antiguas de la zona y están compuestas de filitas, cuarcitas y lutitas carbonosas. Constituyen el núcleo del anticlinal de Cerro de Pasco.

Grupo Mitu (Pérmico)

- Yace discordante sobre el Excélsior y está constituido de areniscas, cuarcitas y conglomerados rojos. En los alrededores de Cerro de Pasco su potencia varía entre 50 y 80 m.

Calizas Pucará (Triásico-Jurásico)

En el flanco oriental las calizas del Grupo Pucará sobreyacen en clara discordancia angular al Grupo Mitu, con potencia de 2900 m. Están compuestas por:

- Capas de caliza de grano fino de color gris oscuro a negro y con venillas de calcita.
- Capas de caliza amarillenta de grano medio de composición dolomítica, con cristales de dolomita y siderita en venillas y como relleno de pequeñas cavidades.
- Interstratificaciones de horizontes bituminosos, lutíticos, fosilíferos y con nódulos de chert.
- Varios horizontes de tufos de composición dacítica.
- En el flanco occidental, a 6 Km. al Oeste de Cerro de Pasco, el Pucará aflora formando el núcleo del anticlinal de Rancas, con una potencia de sólo algunas decenas de metros.

Formación Goyllarisquizga (Cretáceo Inferior)

- Conformada por cuarcitas y areniscas cuarzosas con intercalaciones de lutitas bituminosas, derrames volcánicos y mantos de carbón.

Formación Pocobamba (Terciario Inferior)

Ha sido subdividida en 3 unidades litológicas: Miembro Inferior, Conglomerado Shuco y Miembro Calera.

- *Miembro Inferior.* Compuesto por capas de lutitas y areniscas deleznales de color verde grisáceo, con intercalaciones de margas rosáceas y lutitas de color rojo, con potencia de 300 a 330 m.
- *Conglomerado Shuco.* Al Este, el conglomerado está constituido por bloques angulares de caliza de hasta 4 m dentro de una matriz formado por fragmentos calcáreos subangulosos de diversos tamaños. Al Oeste, el conglomerado se presenta estratificado, los fragmentos de caliza decrecen en tamaño y son más redondeados, es notoria la presencia de fragmentos de areniscas, cuarcitas y chert junto a los de caliza. Al Sur de Cerro de Pasco tiene una potencia de 170 m.
- *Miembro Calera.* Sus afloramientos se localizan al S del distrito en la proximidad de Colquijirca. Consiste de lutitas, areniscas y lodolitas en un 70 %, y de calizas con capas de nódulos de chert en el 30 % restante. La potencia total es de 155 m.

2.1.4. Geología estructural

2.1.4.1. Geología Estructural

Cerro de Pasco está situado en una de las pocas áreas donde la formación Excélsior del Paleozoico Inferior (esquisto, filita, cuarcita), alcanza una altitud de aproximadamente 4,200 msnm. Una chimenea de explosión atraviesa la formación Excélsior. Su sección horizontal es ligeramente ovalada, con dimensiones de 2.7 Km. (dirección N-S) por 2.3 Km. (dirección E-O). Dentro de la chimenea han sido distinguidas tres tipos de rocas:

- a. Aglomerado de Rumiallana: una roca piroclástica; fragmentos de Excélsior y de pórfido cuarzo-monzonita (Neógeno), localmente bandeados.
- b. Fragmental de Lourdes: fragmentos de Excélsior en una matriz de cuarzomonzonita.
- c. Pórfido de cuarzo-monzonita: masas intrusivas y diques con inclusiones de rocas huésped; probablemente intrusiones múltiples, la mayor parte pre-mineral, pero unos cuantos diques (albitizados) post-mineral.

Posteriormente, las soluciones ascendieron principalmente a lo largo de los márgenes Este y Sur de la chimenea resultando en la formación de un gran macizo de pirita-sílice, y cuerpos de plomo-zinc y de plata-pirita.

El área ha estado sometida a diferentes esfuerzos compresivos, los que han actuado en diferentes épocas, desarrollando así un número de fallas longitudinales con orientación Norte-Sur, fallas locales con orientación Este-Oeste y plegamientos en forma de sinclinales y anticlinales que tiene extensión regional, estructuras que se han formado a lo largo de diferentes épocas geológicas. Destacan así:

Fallas longitudinales. Perteneciendo a este conjunto la falla longitudinal de Cerro de Pasco con rumbo Norte-Sur y buzamiento entre 60° y 65° al Este y paralela al plegamiento regional.

Fallas locales. A este conjunto pertenece el sistema de fracturas de Huislamachay-Yurajhuanca arrumbaron rumbo al Noreste. El primer sistema ha desplazado a las estructuras regionales y a las fallas longitudinales. Probablemente, la intersección de estos sistemas originó una zona permeable a través de la cual los flujos magmáticos

ascendieron; y posteriormente ésta también sirvió de control estructural en el emplazamiento del cuello volcánico.

2.1.4.2. Plegamiento

La zona se caracteriza por presentar pliegues paralelos que arrumban al Norte y cuyos planos axiales están inclinados al Este. La intensidad del plegamiento regional se incrementa hacia el Este en la cercanía de la falla longitudinal.

- a. *Estructuras de domo regional*, que es la más septentrional de los tres domos identificados en el Perú.
- b. *Anticlinal de Cerro de Pasco*, anticlinal de doble hundimiento en el que la elevación máxima de su núcleo estuvo ubicada probablemente al Sur del cuello volcánico.
- c. *Sinclinal Cachan-Yurajhuanca*, situado al Oeste del anticlinal de Cerro de Pasco.
- d. *Sinclinal Yanamate-Colquijirca*, situado al Este del anticlinal de Cerro de Pasco.

Localmente, la dirección regional N-S ha sido interrumpida por pequeños pliegues transversales de rumbo E-O y buzamiento al Norte, que se ubican al este del cuello volcánico. Estos pliegues han originado que las estructuras regionales, pliegues y fallas longitudinales, se hayan comprimido e inflexionado más intensamente que en las zonas al Norte y Sur del cuello volcánico. Pertenecen a este grupo de estructuras: el Domo de Patarcocha, el sinclinal Matagente y otros pliegues paralelos. (Anexo 02)

2.1.4.3. Fracturamiento

En el distrito minero se han identificado 8 conjuntos de fracturas, siendo las más importantes las siguientes:

- a. Fallas Longitudinales, a este conjunto pertenecen las fallas longitudinales de Cerro de Pasco que son paralelas al plegamiento regional; con rumbo al Norte y buzamiento entre 60° y 65° al Este. Su desplazamiento es en sentido inverso y tiene un ancho de más de 100 m.
- b. Fallas Oblícuas al plegamiento regional, a este conjunto pertenecen los sistemas de fracturas Huislamachay-Yurajcancha de rumbo N-O, y la falla Yurajhuanca de rumbo N-E. El primer conjunto desplazado al plegamiento regional y a las fallas longitudinales, siendo el desplazamiento del bloque Norte hacia el N-O. Son fallas pre-mineral.
- c. Fallas Transversales al contacto Oeste del cuerpo de sílica-pirita, de rumbo E-O, convergentes en profundidad y que albergan a la mineralización de Cu.
- d. Fallas Oblícuas a los pliegues transversales, de rumbo N-O, que han sido mineralizadas con esfalerita y galena.

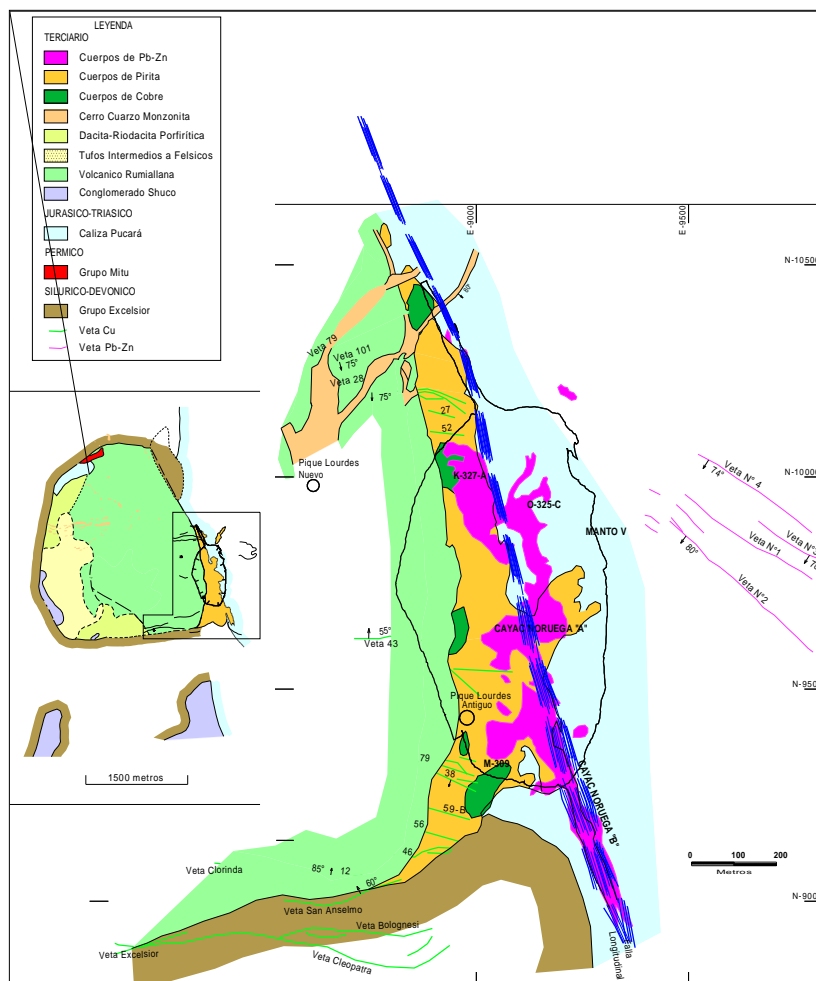


Figura 3. Vista en planta de la Geología de Cerro de Pasco (Fuente: Área de Geología Exploraciones, EA Cerro SAC)

2.1.5. Geología económica

2.1.5.1. Mineralización

La mineralización de Cerro de Pasco se ha emplazado principalmente en el lado Este y Sur del extinguido volcán (Rica Cerreña), entre los grupos Excelsior al Sur y Pucará al Este. Este yacimiento estaba formado por grandes depósitos de menas polimetálicas formadas por procesos hidrotermales, originados por acción supérgena.

Las alteraciones que se observa, se definen en dos zonas: en volcánicos, predominando la sericitización, y en calizas con ligera solidificación y opalización.

El yacimiento es de tipo de reemplazamiento, con mineralización de sulfuros masivos, en forma de cuerpos irregulares y diseminados en cavidades cársticas.

El yacimiento presentaba los siguientes tipos de mineralización:

- Cuerpo de sílica-pirita.
- Cuerpos y vetas mineralizados de Pb-Zn.
- Cuerpos y vetas mineralizados de Cu-Ag.
- Cuerpos mineralizados de Ag-Bi.
- Cuerpos oxidados argentíferos o pacos.

Los minerales de importancia son: esfalerita, marmatita, galena y matildita y los de ganga son; pirita, marcasita, pirrotita, siderita, bismutinita y magnetita.

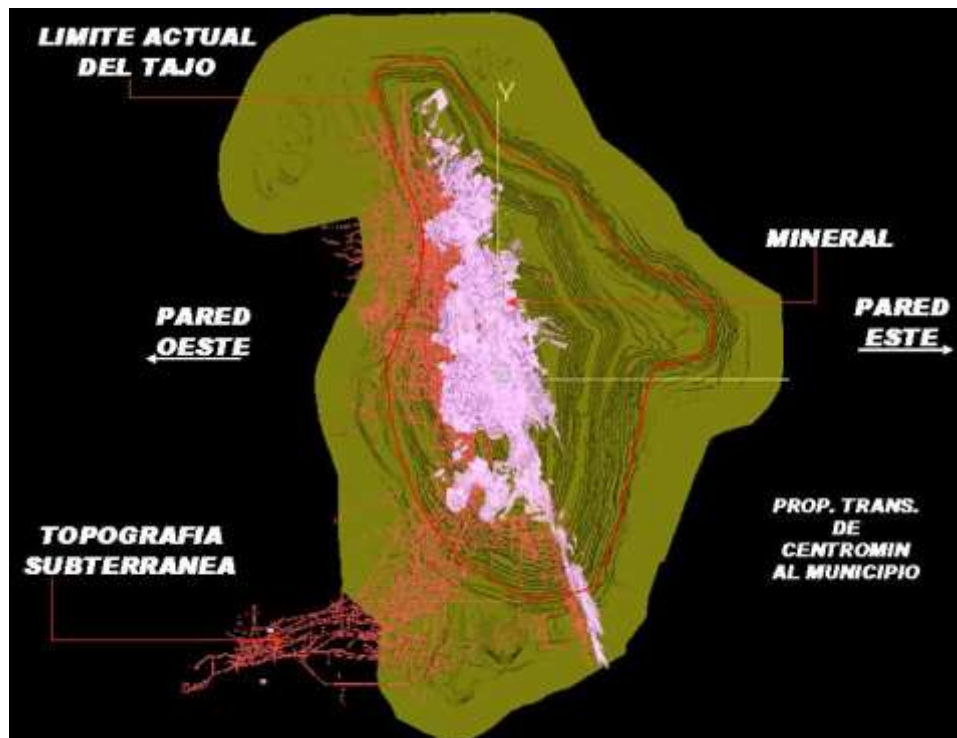


Figura 4. Vista en planta del cuerpo de Pb – Zn.
(Fuente: Área de Geología, EA Cerro SAC)

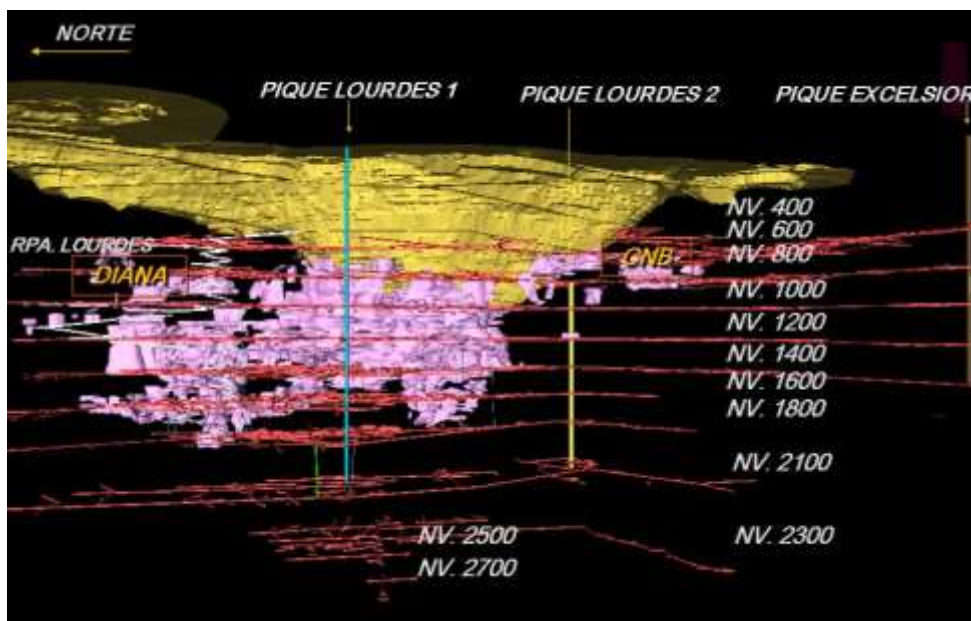


Figura 5. Vista isométrica del Cuerpo Pb-Zn
(Fuente: Área de Geología, EA Cerro SAC)

2.1.5.2. Depósitos Minerales

2.1.5.2.1. Cuerpo de Sílica-Pirita

Está localizado en la zona de contacto volcánico-caliza, al Este del cuello volcánico, con forma de cono invertido achatado. En superficie presentaba una forma lenticular, con dimensiones de 1800 m en sentido N-S y de 300 m en sentido E-O, en general buza 70° al Oeste. Hacia el S el cuerpo se divide en dos apófisis, uno que sigue el contorno del cuello volcánico entre sedimentos paleozoicos y los volcánicos mismos, y el otro que sigue la falla longitudinal entre calizas Pucará. En sección, el cuerpo asemeja una “montura” sobre las filitas Excelsior y aproximadamente a 630 m se angosta hasta configurar una digitación en forma de raíces.

Una de sus características principales que tienen estos cuerpos de pirita es su grado de cristalización como se aprecia en el nivel 1400, cerca del antiguo pique Lourdes, donde la pirita se encuentra cristalizada en forma de cubos y no son bien consolidados.

En el cuerpo de sílica-pirita se reconocen 6 tipos de pirita, dentro estos 6 tipos de pirita los que están asociados a la mineralización son:

Pirita II, asociada a la mineralización de Pb-Zn; en octaedros, cubos y piritoedros; algunos granos anhedrales; no tiene inclusiones. Muchos de estos tipos de pirita, se encuentran cristalizados y bien consolidados y asociados a los minerales de Pb-Zn, como se observan en los niveles 1600 y 1800. Pirita III, asociada a los cuerpos y vetas de Cu; en piritoedros, cubos y octaedros. Pirita IV, asociada a la galena tardía, alunita y marcasita; en piritoedros y anhedral; Bi y Sb como impurezas.

Dentro de este gran cuerpo se han localizado cuerpos tubulares de pirrotita, vetas y cuerpos mineralizados de Cu, Pb-Zn y Ag, constituyendo en sí un gran depósito de dichos metales.

2.1.5.2.2. Cuerpos y Vetas de Pb-Zn

La mineralización de Pb-Zn se presentaba como: cuerpos irregulares, vetas y mantos. Los cuerpos irregulares constituyen el mayor volumen de mineralización y generalmente se sitúan en el contacto del cuerpo de sílica-pirita con las calizas Pucará. Por lo general, estos cuerpos irregulares están asociados a cuerpos tubulares de pirrotita. La mineralización de Zn consiste de 4 variedades de esfalerita, diferenciadas por sus relaciones de deposición, ubicación dentro del depósito y por sus inclusiones. Esfalerita I, de color negro (marmatita); se encuentra dentro del cuerpo de sílica-pirita; generalmente sin inclusiones; alto contenido de Fe (> 10%); en poca cantidad. Esfalerita II, asociada a los “pipes” de pirrotita en los niveles profundos. Esfalerita III, la más abundante y el principal constituyente de los cuerpos de Pb-Zn; de color marrón oscuro a miel; inclusiones de pirrotita; contenido promedio de Fe de 7 a 8%. Esfalerita IV, de color claro (amarillo); asociada a galena y marcasita; se encuentra en venillas

cortando las otras esfaleritas; bajo contenido de Fe (< 3%); principalmente hacia el contacto con las calizas y dentro de ellas. La mineralización de Pb consiste principalmente en galena y menores cantidades de galenobismutinita y hinsdalita. La galena se presenta en tres generaciones: Galena I, asociada a la esfalerita III; contiene ampollas de argentita y polibasita; principal constituyente de los cuerpos de Pb-Zn. Galena II, asociada a la pirita IV y marcasita. Galena III, asociada a la esfalerita rubia; y a galenobismutinita, bismutinita y matildita en los cuerpos de Ag. En general, las leyes de Zn son mayores en profundidad y hacia las partes centrales de los cuerpos mineralizados; las leyes de Pb son mayores hacia superficie y en la periferia de los cuerpos, disminuyendo en profundidad. La mineralización de Ag asociada a los cuerpos de Pb-Zn está relacionada a la galena I y III, y su distribución es errática permaneciendo constante en profundidad.

La mineralización de Pb-Zn en los sedimentos calcáreos se presenta en las calizas dolomíticas y dolomías de color amarillento con venillas de siderita, ankerita y dolomita; la textura de mineralización consiste de vetas angostas de rumbo N 45°-80° O y E-O, buzando entre 70° y 80° al NE, mantos de reemplazamiento en ciertos horizontes; pequeños cuerpos en las intersecciones de vetas con capas calcáreas; en la intersección de vetas, en finas venillas, como relleno de pequeñas cavidades; en cavidades de disolución tipo karts; y en zonas de brechas calcáreas y silíceas. Las vetas de Pb-Zn de importancia económica se encuentran al Este del distrito en las calizas dolomíticas y dolomías del Pucará y se han generado por el relleno mineral de las fracturas de los sistemas San Alberto y Matagente. El ensamble mineralógico en San Alberto es de pirita-pirrotita-esfalerita-galena; en Matagente es de esfalerita-galena-carbonatos.

2.1.5.2.3. Cuerpos y Vetas de Cu-Ag

Las vetas de Cu-Ag tienen un rumbo dominante E-O, extendiéndose desde el cuerpo de sílica-pirita hasta el mismo cuello volcánico, donde cortan al aglomerado e incluso a los diques de monzonita cuarcífera. Las fracturas ubicadas al Norte buzan al Sur, y las ubicadas al Sur buzan al Norte; gradan en potencia de pocos centímetros a 2 m, sus longitudes variaban entre 500 y 1000 m. El relleno mineral predominante es de enargita-pirita con cantidades menores de oro libre, luzonita, tenantita-tetraedrita, calcopirita, galena y esfalerita, distribuidos en un arreglo zoneado con mineralización de Cu-Au en la parte central y gradando a Ag-Bi hacia los extremos. Los cuerpos de enargita-tetraedrita están asociados a las ramificaciones de las vetas de enargita-pirita en la mitad occidental del cuerpo de sílica-pirita. Las dimensiones de los cuerpos pueden llegar a 180 x 60 m de ancho y 200 m en la vertical. La inclinación de los cuerpos es similar al “plunge” de la intersección de las vetas que los acompañan. Su mineralogía consiste de enargita-tetraedrita (tenantita)-pirita en la parte central de los cuerpos, gradando a esfalerita-galena en las partes marginales de los mismos.

2.1.5.2.4. Cuerpos Mineralizados de Ag-Bi

Los principales cuerpos de Ag, Cayac Este y Cayac Oeste, se encuentran adyacentes al cuerpo de Pb-Zn Cayac Noruega “A”. El Cayac Este está emplazado en la zona de la falla longitudinal, en el borde oriental de los cuerpos de Pb-Zn y el contacto con las calizas Pucará. Si bien su mayor desarrollo horizontal se encuentra entre los niveles 1000 y 1200, es persistente a todo lo largo del contacto cuerpos de Pb-Zn con las calizas. Los valores de Ag están relacionados principalmente a la matildita, además de galena y tetraedrita; esfalerita, bismutinita, calcedonia y alunita acompañan a la mineralización de Ag. El Cayac Oeste está localizado en el contacto occidental del

Cayac Noruega “A” con las calizas Pucará, tiene forma de un cuerpo vertical tubular que se extiende por una longitud vertical de 130 m entre los niveles 600 y 1000. Las variaciones del nivel freático han controlado las diferentes cotas en que se encuentran estos cuerpos.

2.1.5.2.5. Cuerpos Oxidados Argentíferos o Pacos

Sobreyaciendo al cuerpo de sílica-pirita se ha desarrollado un impresionante sombrero de fierro, que varía en profundidad desde pocos centímetros hasta más de 100 m, aprovechando para ello las zonas de falla, contactos y de brechas. Las zonas oxidadas sobre los cuerpos de Pb-Zn contienen altos valores en Ag, en Pb, o en una combinación de ambos, además de óxidos de Bi y Pb.

2.1.5.3. Zoneamiento

En los cuerpos de Pb-Zn el zoneamiento vertical es más definido que el zoneamiento horizontal. Así tenemos, que los valores de Pb son mayores hacia superficie y decrecen en profundidad; en tanto que los valores de Zn tienden a decrecer hacia los niveles superiores y a incrementar hacia los niveles más profundos; el zoneamiento de la Ag cuando está relacionada al Pb sigue el mismo patrón, es decir que aumenta hacia superficie y disminuye en profundidad; pero, este zoneamiento se altera por la presencia del cuerpo de Ag-Bi, incrementando sus valores hacia el Este y en profundidad. El zoneamiento horizontal, menos definido, está relacionado a los cuerpos tubulares de pirrotita, en donde la mineralización de Zn es mayor cerca a los cuerpos de pirrotita, predominando el Pb al alejarse de los mismos. El contenido de fierro en la esfalerita es variable, y tiene un zoneamiento definido de mayor porcentaje cerca de los cuerpos de pirrotita y disminuyendo progresivamente al alejarse de los cuerpos.

2.1.5.4. Mineralogía

Tabla 3.
Información de los Cuerpos

Cuerpos de Pb-Zn		
Esfalerita	Galena	Marmatita
Pirita	Pirrotita	Marcasita
Calcopirita	Rejalgar	Arsenopirita
Revoredorita	Azufre	Siderita
Cuerpos y Vetas de Cu-Ag		
Enargita	Pirita	Covelita
Cuarzo	Esfalerita	Galena
Marcasita	Tenantita	Tetraedrita
Calcopirita	Bornita	Calcosita
Cuerpos de Ag		
Pirita	Calcedonia	Matildita
Aramayoita	Plata Nativa	Estefanita
Polianita	Argentita	Pirargirita
Hematita	Marcasita	Esfalerita
Realgar	Bismutinita	Tenantita
Pacos		
Ag Nativa	Lepidocrosita	Gohetita
Caolinita	Cerusita	Anglesita
Smithsonita	Calamina	Limonita

Comportamiento mineralógico de los Cuerpos
(Fuente: Área de Geología, EA Cerro SAC).

2.1.5.5. Reservas de Mineral

A fines del año 2014 se definió: Recursos de mina Subterránea: 20'649,343 TMS, remanente de Recursos Mina Subterránea: (20'000,000), se distribuyen en:

- 5 MM t, en Puente y Pilares
- 4 MM t, en zonas inaccesibles y pequeños volúmenes dispersos.
- 6 MM t, de mineral en contorno de zonas explotadas.
- 4.5 MM t, mineral no económicamente explotable de bajo valor
- 0.5 MM t, Poca certeza del modelo.

De los cuales 649,343 Tn son para la evaluación de reservas. 475,616 Tn Reserva Probada+Probable. 173,727 Tn Recursos que no tienen certeza al conciliar con labores de explotación (reducción de áreas de mineral) (más información véase en Anexo 02).

RESERVAS		TMS	Zn	Pb	Cu	Ag	Au	VPT
MINA	CLASE		(%)	(%)	(%)	(oz/t)	(g/t)	(\$/t)
Mina Paragsha	Probado	243,520	5.59	2.10	0.00	4.68		120.31
	Probable	232,096	6.23	2.37	0.00	3.25		112.71
Subtotal Paragsha		475,616	5.90	2.23	0.00	3.98		116.60

Figura 6. Reservas de mineral probado y probable a diciembre 2014
(Fuente: superintendencia de Geología, EA Cerro SAC)

2.2. DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES EN UEA CERRO SAC

2.2.1. Sistema de explotación

En mina subterránea se tenían 5 zonas de trabajo (I, II, III, IV y VI). Los métodos de explotación eran: Corte y Relleno Ascendente, Corte y Relleno Descendente con

Relleno Hidráulico Cementado. La producción aproximada era de 25,000 TMS/mes. (planos por nivel en anexo)

- Zona I (Nivel 800 - Nivel 1000)
- Zona II (Nivel 1200)
- Zona III (Nivel 1400)
- Zona IV (Nivel 1600 - Nivel 1800)
- Zona VI (Nivel 400 – Nivel 600)

Se utilizaban jumbos, jacklegs, scooptrams diesel para la perforación, voladura y acarreo. El sistema de extracción por volquetes a superficie. Se cuenta con dos piques de servicio (Excélsior, Lourdes N° 2) y otro para izaje mineral - servicios (Lourdes N° 1). Se tiene 05 estaciones de bombeo de agua subterránea en los niveles: 2125, 1600 (PAMA), 1400 (Excélsior), 1200 (Excélsior) y 800 (PAMA).

Inicialmente antes de empezar con las operaciones se vienen ejecutando charlas de seguridad al inicio de cada guardia, estas charlas están orientadas a prevenir los accidentes que pueden ocurrir en la mina por un acto inseguro o condiciones inseguras, capacitando acérrimamente sobre los trabajos que se realizan e impulsando la autoestima para mejorar la calidad de vida de los trabajadores.

(Véase Anexo 03 y Anexo 04)

2.2.2. Método Corte y Relleno Ascendente

El método de explotación Corte y Relleno Ascendente (*Over Cut And Fill*) se está aplicando en todas las zonas y es con acceso libre, las rampas de acceso tienen una sección de 3.5 m x 3.0 m que son construidas en material estéril, sirven de acceso de un piso a otro y de nivel a nivel, a partir de esta rampa se corren subniveles de ataque que cortan o delimitan a lo largo del cuerpo mineralizado, terminado el subnivel se

procede a tajar, el tajo se abre con voladura en Breasting, por el que se trabaja exhaustivamente con estándares.

Las labores preparatorias consisten en la construcción de una rampa de nivel a nivel o según avance de la explotación del cuerpo y necesidades de mineral, chimeneas para ventilación, echaderos de mineral y chimeneas de servicios.

Básicamente este método consiste en preparar el cuerpo mineralizado a explotar, tomando dos piso en cada corte, con un subnivel de ataque siguiendo el eje del cuerpo mineralizado, desde la rampa principal se construye el subnivel de ataque que deberá durar el tiempo requerido para explotar en forma sistemática todo el horizonte del mineral, a partir de este subnivel se explota el cuerpo mineralizado con tajeos de 4.0 m de ancho por 3.5 m de alto, la longitud es variable, dependiendo del área mineralizada, sostenimiento con cuadro de madera.

La limpieza de mineral se realiza con Scoop diesel de 3,5 yd³ y 4,2 yd³, el relleno de los espacios vacíos se realiza sistemáticamente con relleno detrítico o relleno hidráulico únicamente con lama, relave sin cemento. Concluido la explotación de todo el horizonte mineralizado, se suben 2 pisos superiores, para iniciar nuevamente el ciclo de minado, con un subnivel de ataque a partir de la rampa principal.

2.2.2.1. Parámetros de Explotación:

- Productividad por tajeo: 14 t/h g día
- Dilución: 10%
- Recuperación: 90 %
- Consumo de Explosivos: 0.23 Kg/t
- Radio de Preparación: 0.7 m/ 1000 t extraídas.

- Tipo de Relleno: Cementado pobre 4 m con 1:30 o Lama

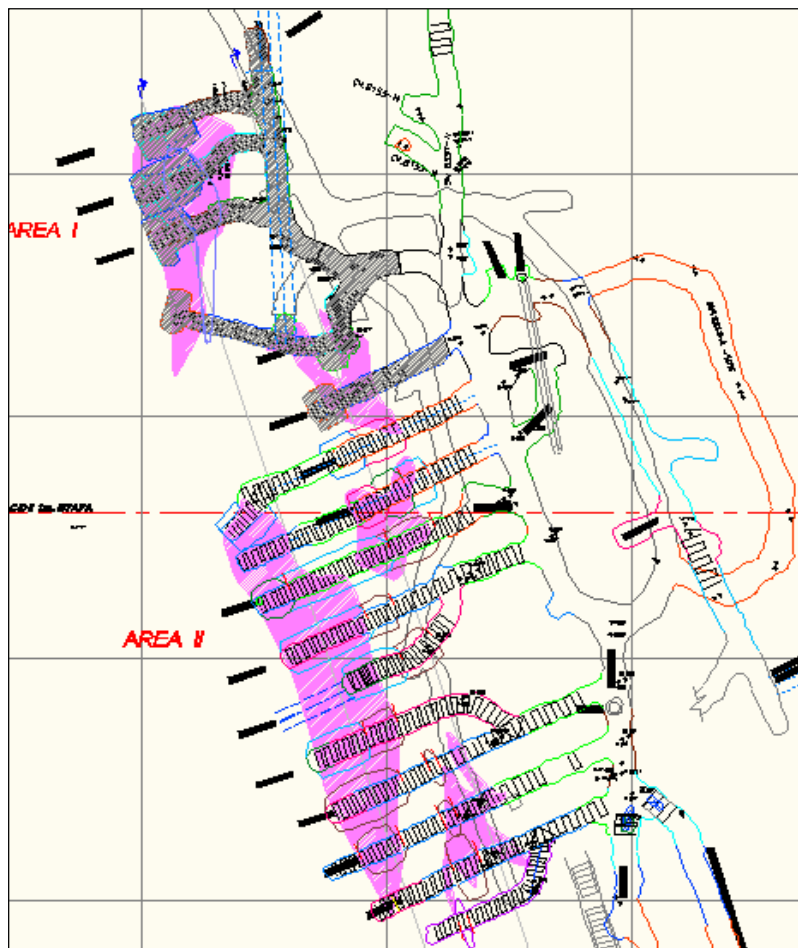


Figura 7. Vista en planta del método Over Cut And Fill.
(Fuente: Superintendencia de Ingeniería y Planeamiento, EA Cerro SAC)

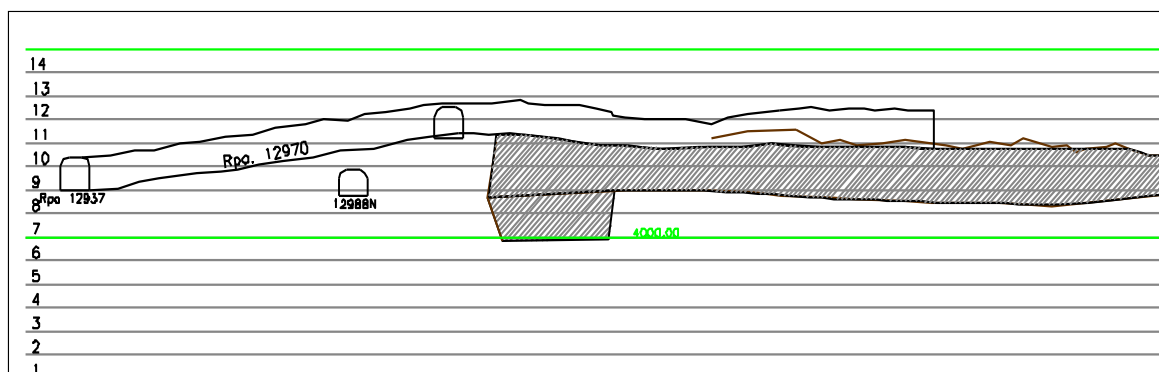


Figura 8. Vista en sección del método Over Cut And Fill.
(Fuente: Superintendencia de Ingeniería y Planeamiento, EA Cerro SAC)

2.2.3. Método Corte y Relleno Descendente (*Under Cut And Fill*)

Las labores de preparación consisten en la construcción de rampas de accesos, subniveles de ataque, chimeneas para ventilación, echaderos de mineral y chimeneas de servicios (según avance la explotación del cuerpo y necesidades de mineral).

A partir de la rampa principal se construye un subnivel de ataque que servirá para explotar en forma secuencial todo un horizonte con paneles, accesos de 10 pies de ancho por 12 pies de alto, con una longitud promedio de 100 pies, dependiendo de la extensión del cuerpo mineralizado. En los paneles las operaciones unitarias desde el inicio hasta el término son: Perforación y voladura del subnivel de 4.0m. por 3.5m. de sección hasta la longitud predeterminada por el contacto mineral / desmonte, con perforadoras manuales tipo Jackleg con sostenimiento con cuadro de madera. El mineral es evacuado por un echadero construido estratégicamente para facilitar el movimiento eficiente del scoop con un radio 250 pies.

Concluido la extracción del mineral del panel, se prepara para el relleno con una barrera de madera y polipropileno que permitirá hacer una loza de 3 pies de alto, con una mezcla de 1:6 y la diferencia del espacio abierto se completa con una mezcla de 1:30, el relleno utilizado es hidráulico. De esta manera se construye una loza segura para el corte inferior y explotar las labores adyacentes. Concluido el minado del horizonte correspondiente a partir de la rampa principal se construye un nuevo subnivel de ataque a 14 pies debajo de la loza, de tal manera que los nuevos paneles inferiores crucen a los del corte superior, trabajando como vigas apoyadas en los paneles adyacentes a los que se va minando.

2.2.3.1. Parámetros de Explotación:

- Productividad por tajeo: 10 t/h g día.

- Dilución: 10 %
- Recuperación: 90 %
- Consumo de Explosivos: 0.16 Kg/t
- Radio de Preparación: 0.7 m/ 1000 t extraídas.
- Tipo de Relleno: Cementado 1 m con 1:6 y 3 m con 1:30.

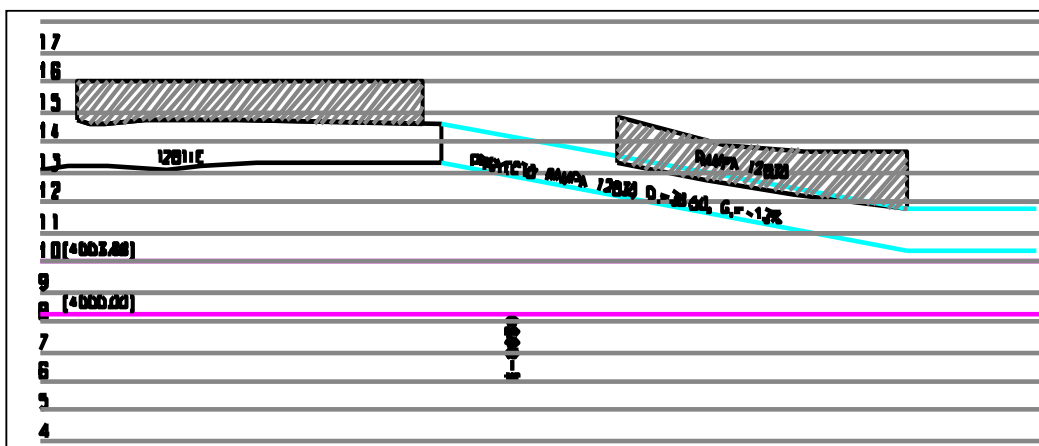


Figura 9. Vista en sección del método Under Cut And Fill.
(Fuente: Superintendencia de Ingeniería y Planeamiento, EA Cerro SAC)

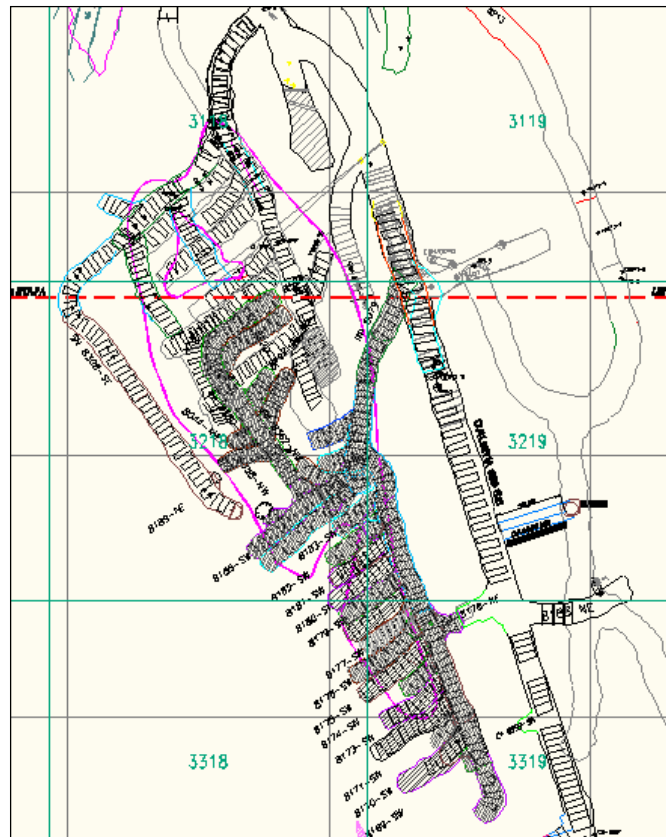


Figura 10. Vista en planta del método Under Cut And Fill
(Fuente: Superintendencia de Ingeniería y Planeamiento, EA Cerro SAC)



Figura 11. Vista de la loza en el método Under Cut And Fill
(Fuente: Operaciones Mina, EA Cerro SAC)

2.2.4. Servicios Auxiliares en Mina Subterránea

2.2.4.1. Relleno hidráulico

La aplicación de Relleno Hidráulico es una necesidad de acuerdo a las características mineralógicas, métodos de explotación y seguridad, es fundamental entender los aspectos técnicos como factores favorables y desfavorables en su aplicación, características físicas y químicas del material de relleno, ventajas y desventajas, y otras consideraciones.

El objetivo principal es de dar estabilidad en la zona adyacente a la excavación que se concreta, obteniéndose luego del fraguado una labor nueva a minar (labor vecina). Es por eso la importancia de hacer llegar a la labor una mezcla de relleno sin contaminantes, de manera que se obtenga un sólido de concreto, con la resistencia requerida, el cual está a disposición y ejecución de la sección de relleno hidráulico que realiza directamente la compañía minera. las fases del sistema de relleno hidráulico son:



Figura 12. Planta de Relleno Hidráulico
(Fuente: personal)

- a) *Recepción de relaves a los tanques.* La captación de relaves en el canal de 14" de ancho que salen de la planta concentradora con dirección hacia la cancha de relaves de Ocroyoc. Dicha captación se realiza por intermedio de tuberías de 12" de diámetro destinadas a 4 tanques y reguladas con tapones de madera.
- b) *Bombeo de relaves a planta.* Se bombea el relave contenido en los tanques hacia la planta de relleno por medio de una tubería de 16" de diámetro, además se cuenta con otra tubería de desfogue que reingresa hacia el conducto de relave destinados a Ocroyoc (18"), esto con el objetivo de regular la carga en los tanques que van en proporción con el flujo y el trabajo de los ciclones. El requerimiento de energía para el funcionamiento de las bombas es 440 Voltios para cada caja.
- c) *Sistema de clasificación.* Luego de la recepción de relaves en la planta de relleno hidráulico, se realiza la clasificación mediante 8 hidrociclones, los finos regresan al conducto de relave destinados a Ocroyoc de 18" (*Over Flow*) y los gruesos alimentan al tanque receptor (*Under Flow*) para ser mezclados con cementos o enviados directamente a las líneas de distribución que caen por gravedad. Se cuenta además con otro sistema de clasificación auxiliar de 4 Hidrociclones.
- d) *Dosificación de cemento.* El cemento a granel es dosificado con presión de aire que fluctúa entre 35 a 40 PSI y se conduce por una tubería de 4" de diámetro hacia los 2 silos de cemento de 200 Ton de capacidad, éstos luego suministran cemento dentro de la planta. También se cuenta con un silo auxiliar de 100 Ton de capacidad en casos de contingencia. El cemento es

transportado hacia otro silo dosificador que alimenta a la faja transportadora de 0.3 m/seg de velocidad que, a su vez, lo transportan al repartidor de cemento (pantalón) que cumple la función de distribuir el cemento a uno de los dos tanques mezcladores o agitadores.

- e) *Mezclado*. Se realiza en los tanques mezcladores o agitadores y las proporciones podrían ser las siguientes:

Tabla 4. Rango de proporciones de cemento en la Mezcla.

Mescla			<> Ratio	Cemento (Ton/Hr)
1	:	6	0,1667	17
1	:	9	0,1111	11
1	:	15	0,0667	7
1	:	20	0,0500	5
1	:	25	0,0400	4
1	:	30	0,0333	3
1	:	90	0,0111	1

Datos utilizados en la operación de Planta de Relleno Hidraulico, según las necesidades de las labores de Operación Mina Subterránea y aprobado por el área de Geomecánica
(Fuente: área de Geomecánica mina, EA Cerro SAC)

La mezcla se agita constantemente hasta alcanzar una buena homogeneidad según corresponda el Ratio y van a parar a los tanques distribuidores. En caso del envío de solamente lama, el sistema de dosificación de cemento no trabaja, es decir, el trabajo de agitación continúa, aunque el envío de relave sea único.

- f) *Distribución y transporte.* Luego de realizar la combinación y agitación de relave-cemento la mezcla es almacenada a dos tanques distribuidores que tienen salida, cada una, a dos líneas de relleno que van a ingresar a otro sistema de conducción de tuberías de 4" de diámetro y terminar en los tajeos inducidos por gravedad.
- g) *Preparación de tajeos.* Las barreras son preparadas por personal de la empresa quienes a la vez controlan el relleno (lameros) y en algunos casos por personal de la contrata, siempre teniendo en cuenta las preparaciones con medidas estándar de los puntales y tablas con tela arpillera de polipropileno, esto para que permita drenar el agua. Antes del envío de la mezcla de relleno hidráulico o pulpa a interior mina se hace el envío de un pequeño caudal de agua para verificar que el sistema de tuberías esté en óptimas condiciones, verificado esto, se puede enviar con seguridad la mezcla requerida por parte de los lameros. Hay un supervisor por guardia de todas las labores a rellenar que controla y administra los trabajos mediante llamadas a la planta de relleno. Toda comunicación es por teléfono de interior mina a planta, así para detener la carga de relleno se efectúa una llamada.

Al final del envío de relleno hidráulico o pulpa el operador de la planta envía una pequeña cantidad de agua para lavar los materiales que se estancaron en la tubería y dar seguridad al próximo envío por la misma línea. En algunos casos, como barrera se preparan diques con material de desmonte aseguradas con yute y dos puntales en los extremos a una altura adecuada para el relleno, esto se efectúa cuando se aplica el

método de corte y relleno ascendente y cuando se rellenan en primera etapa paneles secundarios o de recuperación debido a la consideración en ahorro de costos. (véase en Anexo 05: Estándar de relleno hidraulico cementado según metodo de minado)

Control del relleno. Se realiza mediante un software adaptado al sistema de flujómetros e instalado dentro de la planta de relleno de manera que se controla el tonelaje, la densidad, el flujo, el tiempo y nos estima las características de ejecución en relleno para una determinada labor. Para el acceso rápido y ordenado a cualquier punto de la planta vinculado con la automatización, se crearon las siguientes designaciones:

- Pantalla General.
- Pantalla de Cemento.
- Pantalla de la Faja de Alimentación de Cemento.
- Pantalla de los Silos N° 1 Y 2 de Cemento.
- Pantalla de Relave.
- Pantalla de Medición de Flujo y Densidad de Relave.
- Pantalla de la Zona de Bombas de Relave.
- Pantalla de la Zona de bombas de Relave (Estadísticas).
- Pantalla de Ciclones de Relave.
- Pantalla de Tendencias Históricas.
- Pantalla Estadísticas del Sistema.

2.2.4.2. Sistema de ventilación

Desde el punto de vista de los medios empleados para la remoción del aire, la ventilación es mecánica y también natural, debido a que se utiliza ventiladores axiales para inyectar el flujo de aire, hacia labores a través de mangas de diferentes diámetros. Posteriormente el aire viciado es expulsado a través de chimeneas hacia la superficie. El aire que se utiliza para la ventilación ingresa por tiro natural por el Pique Lourdes y por las entradas del tajo en los niveles 600, 800, 1000, y 1200. (véase en Anexo 06: circuito de ventilación por labores).

Tabla 5. Balance de Ventilación

Requerimiento Total				
Equipos	4,359	HP (efectivo)	444,353	CFM
Personal	127	Personas	26,803	CFM
Temperatura			0	CFM
Requerimiento Total			471,156	CFM
Ingreso e aire Total			569,123	CFM
Cobertura			121	%

Resumen del alcance de aire limpio y viciado de ventilación mina
(Fuente: Área de Ventilación Mina, Ing. Nicéforo Palacin)

2.2.4.3. Drenaje y bombeo

El Sistema de Drenaje y Bombeo consta de dos líneas de agua, separadas por la calidad: Aguas acidas y neutras.

Drenaje de Aguas Neutras

El recorrido de las aguas neutras que se genera mediante infiltración, llega hacia las Cámaras de bombas de los niveles: 800 y 1600. La estación de bombeo de mayor

profundidad que recoge aguas neutras casi en su totalidad de toda la mina se encuentra en la cámara de bombas 1640 del nivel 1600, ésta bombea hacia la cámara 8212, que, a su vez, la envía a superficie. La otra cámara del nivel 800 es la cámara de bombas 8278 que recoge aguas de adyacentes al tajo abierto Raúl Rojas y también las envía hacia la cámara 8212. Estas aguas al final concluyen su recorrido en el río San Juan.

Drenaje de Aguas Acidas

Las aguas en general se tornan acidas en su recorrido, el sistema de bombeo de este tipo de aguas se espera en el nivel 2100, exactamente en la cámara de bombas 2125 (que consta de 3 bombas), éstas se envían a la cámara 1225. Parte de las aguas que se pueden evacuar en la Zona II y III discurren hacia la cámara de bombas 1425 y se envían verticalmente hacia la cámara 1225, de esta última parte con la mayor presión hacia superficie, donde llegan a parar a las pozas que directamente conducen a la Planta de Neutralización para ser tratadas, neutralizadas y enviadas al Ríos San Juan. (Ver Anexo 07).

2.2.4.4. Geomecánica

Se tiene implementado en la Unidad el Uso del sistema de Clasificación de rocas Índice (RMR) de Bienawski y el Índice GSI. En coordinación con los jefes de mina se indica la clasificación determinada y el sostenimiento adecuado para su inmediata colocación.

 MINA CERRO DE PASCO CONDICIONES DE EXCAVACION Y SOPORTE EN BASE A LAS CLASES DE ROCA SEGUN INDICE GSI Y EL NATM Departamento de Geología - Área de Geomecánica LABORES DE DESARROLLO - CONDICIONES PSEUDOESTATICAS									
CLASES DE ROCA GSI (RUNTUACIONES)	CLASES DE ROCA NATM	EXCAVACION			SOSTENIMIENTO				
		SECCION EXCAVACION	LONGITUD AVANCE	TIEMPO DE SOSTENIMIENTO SIN SOPORTE	PERNOS	HORMIGON PROYECTADO	CERCHAS - MALLA-FIBRA	TIEMPO COLOCACION	
> 81 (I)	1	ROCA ESTABLE	A sección completa	3.60 metros	3 Dias	B: Perno Ocasional P: Perno Ocasional	-	-	Después de 10 avances
61 - 80 (II)	2	ROCA LIBERAMENTE INESTABLE	A sección completa	3 a 3.60 metros	3 Dias	B: Perno Sistemático P: Perno Sistemático	-	-	Después de 5 avances
41 - 60 (III)	3	ROCA SOBREADAMENTE FRAGIL	A sección completa	2.5 a 3 metros	1 Dias	B: Perno Sistemático P: Perno Sistemático	Shotcrete de 2" de espesor	B y P: Malla y/o Fibr	Después de 2 avances
21 - 40 (IV)	4	ROCA FRAGIL CON PRESIONES MODERADAS SOBRE SECCION	A sección completa	1.8 metros (8 pies)	0.5 Dias	B: Perno Sistemático P: Perno Sistemático	Shotcrete de 4" de espesor	B y P: Malla y/o Fibr	Después de 1 avances
PUNTOS SINGULARES < 20 (V)	5	ROCA CON PRESIONES IMPORTANTES SOBRE SECCION	A media sección en altura	1.2 metros (4 pies)	0.25 Dias	-	-	Cintas Metálicas	Después de 1 avances

B: Boveda - Techo P: Pared L: Longitud de Perno (7 Pies) A: VEGA.C.

Figura 13. Índice GSI referencial para avance minero
(Fuente: Área de Geomecánica mina, EA Cerro SAC)

La evolución de la informática ha dado lugar a que aumente sus prestaciones de aplicación cada vez con mayor número de programas o herramientas para el cálculo de excavaciones subterráneas junto con la incorporación de nuevos modelos físicos y matemáticos, que permitan generar un diseño y análisis óptimo.

A esta rápida evolución, se suma el desarrollo de las técnicas de las excavaciones subterráneas y como tal a una mayor dimensión de construcción de este tipo de obras por razones de extracción, nuevos tipos de equipos interior mina de grandes dimensiones con mayor peso y razones de seguridad para preservar la vida de nuestro personal. La ventaja de la informática es que da lugar a la ejecución de distintos cálculos en función de diferentes hipótesis de parámetros geotécnicos del macizo rocoso en el que se diseña la obra subterránea, alcanzando en forma más rápida respuestas más precisas.

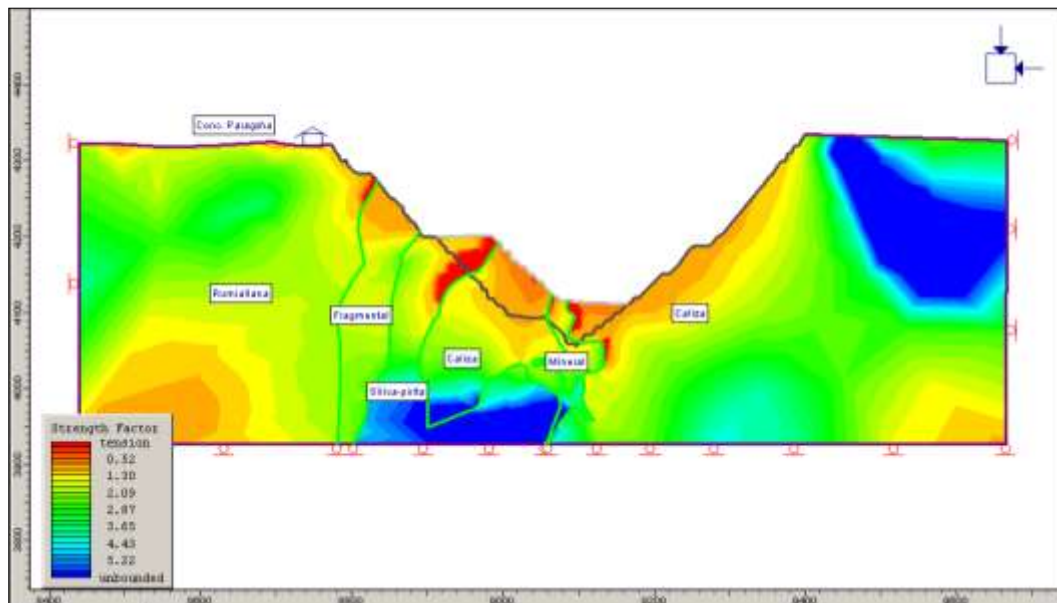


Figura 14. Aplicación del Software Phases en Superficie
(Fuente: Área de Geomecánica mina, EA Cerro SAC)

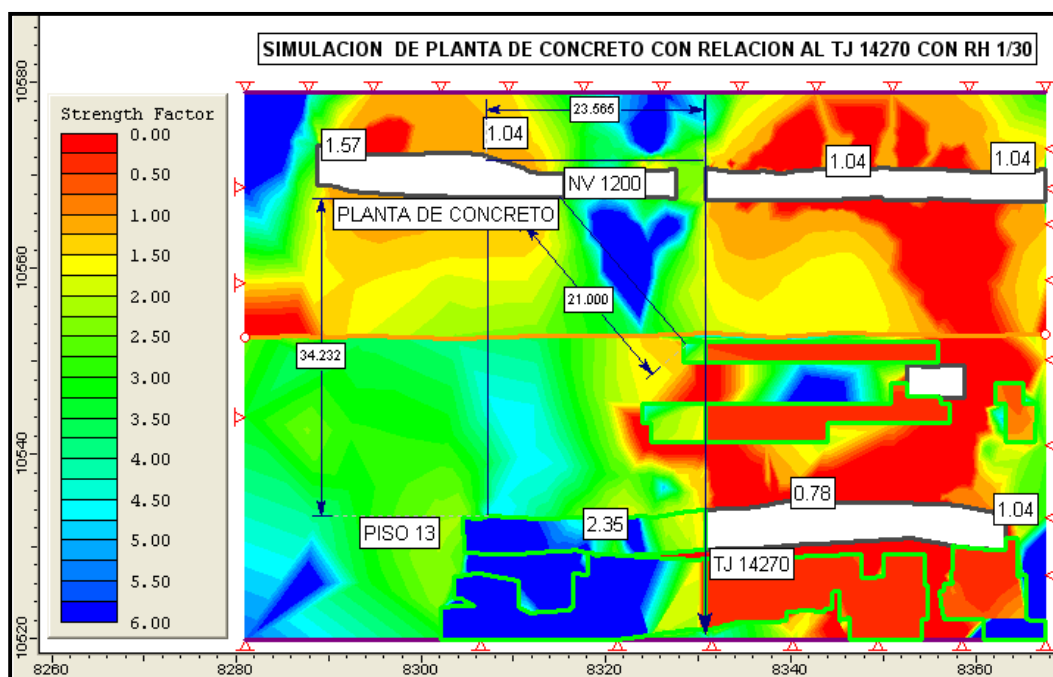


Figura 15. Aplicación del Software Phases en la solución de inestabilidad de la Planta e Concreto, Nivel 1200.
(Fuente: Área de Geomecánica mina, EA Cerro SAC)

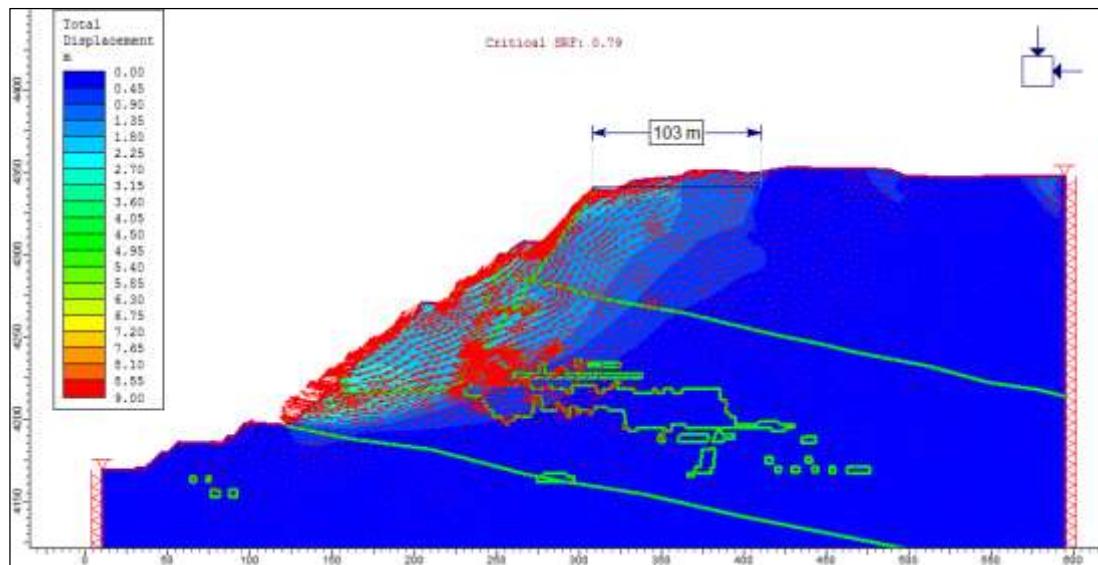


Figura 16. Aplicación del Software Phases en la selección y/o cambio de método de explotación con taladros largos.
(Fuente: Área de Geomecánica mina, EA Cerro SAC)

2.3 MARCO CONCEPTUAL:

2.2.5. Minado por corte y relleno ascendente a través de subniveles:

Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo y consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con tiros paralelos y radial, posteriormente quedando relleno la cámara después de la explotación. La preparación de este método contempla galerías de perforación (GP), galería de base o Undercart y transporte por evacuación del mineral arrancado y chimeneas VCR para generar una cara libre. La perforación se realiza con tiros largos, utilizando tiros que van entre 10 - 15 mts. hacia abajo, perforando con perforadoras de última generación a control remoto lo cual aumenta los niveles eficiencia y calidad de perforación. El transporte y evacuación del mineral se realiza desde la galería Undercart, es decir una zanja recolectora que recibe el mineral arrancado que cae por gravedad a este lugar.

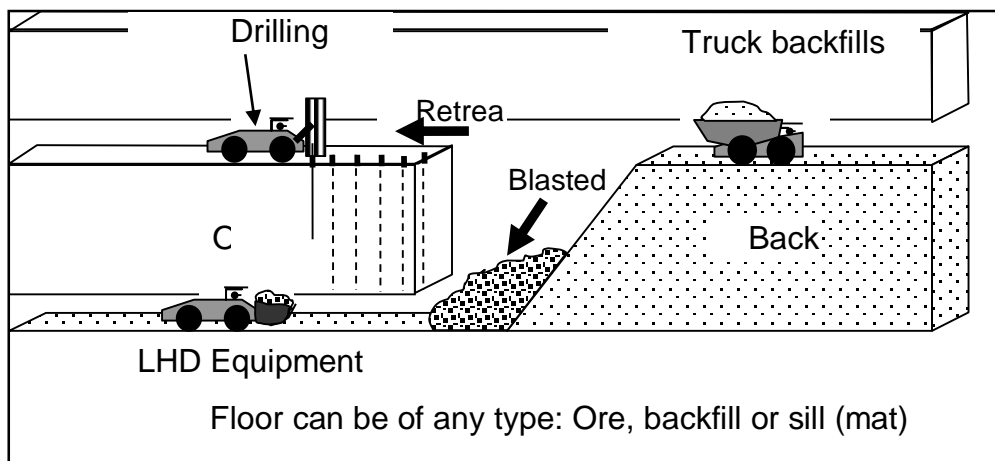


Figura 17. Geometría del método de minado – cortes longitudinales
(Fuente: Libro de Métodos de explotación - IIMP)

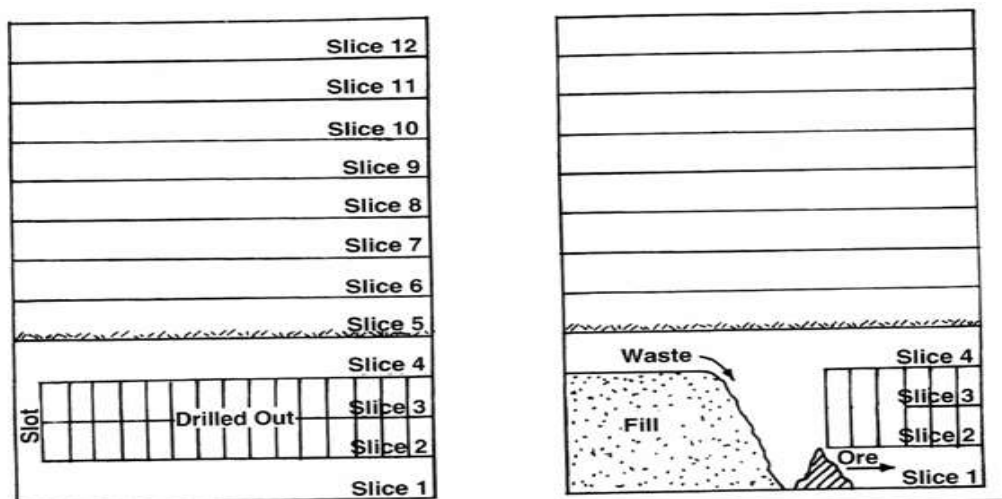


Figura 18. Ciclo de Minado por corte y relleno ascendente a través de subniveles
(Fuente: Libro de Métodos de explotación - IIMP)

Los Scoop ingresan por el subnivel inferior, el mineral es transportado a través del subnivel transportando el mineral hasta el echadero más próximo. El campo de aplicación de este método varía para cuerpos macizos o vetas estrechas, las características de mecánica de roca deben ser buenas o regulares, deben poseer paredes y techos firmes y estables. La calidad del mineral debe ser competente semi

competente y su ángulo de buzamiento mayor a 60°, generalmente se aplica en yacimientos verticales y que tengan formas y dimensiones regulares. A lo que a costos se refiere, es económico aplicándose muchas variantes para este método lo que se hace muy productivo. La altura de la cámara de arranque tiene limitaciones teóricas, deben amoldarse más bien a las condiciones del yacimiento. En cuanto al ancho de la cámara, conviene en general en el caso de vetas potentes o de mantos de fuerte pendiente, abarcar todo el espesor de la mineralización. Si se trata de cuerpos masivos se pueden crear varios cámaras separados por zonas estériles o pilares mineralizados que podrían ser recuperados con posterioridad utilizando el mismo método.

2.2.5.1. Carguío del mineral:

El mineral arrancado cae por gravedad y es recolectado en el subnivel inferior creada con tal objeto, luego es transportado hacia el ore pass más cercano a través de rampas. Donde es depositado en una combinación de parrillas y buzones: En este caso el mineral pasa por un nivel de parrillas antes de ser cargados por los buzones. La separación entre los elementos de las parrillas va a depender de las dimensiones de la boca del buzón y del tamaño de los carros (en especial de la abertura de la compuerta). El rendimiento de una parrilla está en relación directa con su abertura. Para que la parrilla trabaje de un modo correcto, el talud del mineral no debe ocupar más de un tercio de su superficie, de esta manera el material fino pasa directamente, y que los bancos sean retenidos sobre la parrilla misma donde pueden ser quebrados con mazos o con pequeñas cargas de explosivos o martillos hidráulicos. Es evidente que la colocación de parrillas significa agregar un punto de atoramiento adicional en el camino que sigue el mineral. Sin embargo, se gana en rapidez de carguío en el nivel de transporte. Este sistema pierde gran parte de su ventaja si hay muchos buzones en

producción al mismo tiempo. La tendencia actual evoluciona hacia la supresión de las parrillas su escaso rendimiento, su alto costo de mantención cuando el tonelaje que pasa por ellas es grande y las dificultades que presenta la operación de destrancar el cuello de los embudos, hacen que se prefiera en la actualidad la caída del mineral a través de una zanja cargando el mineral con palas mecánicas o scrapers. La pala necesita más trabajos preparatorios (estocadas más largas), pero permite tener aberturas más grandes y además proporciona una mayor flexibilidad en el trabajo, puesto que puede ir separando los bancos para ser "cachorreados" con posterioridad. Actualmente debido a los grandes avances tecnológicos el equipo más usado es el Scoop; éste carga el material a través de los cruzados de extracción y traslada el mineral a los ore pass de traspaso, siendo posteriormente el mineral evacuado por camiones cargados por cargadores frontales.

2.2.5.2. Preparación:

Las labores de preparación comprenden: Los sub niveles con sus respectivas comunicaciones con el nivel base, los embudos o zanjas receptoras y el primer corte para crear una cara libre. Este corte se efectúa como si se tratara de explotar una veta estrecha por SLS. En cada subnivel se corre una galería perpendicular al eje longitudinal y a todo ancho de la futura cámara. Corresponden por lo tanto a los subniveles de perforación en un SLS estrecho, una chimenea central une estas galerías que sirve a su vez de primer corte para este pequeño SLS. Este trabajo se efectúa simultáneamente con los sub niveles de perforación y con el nivel base siendo la diferencia que se va en forma ascendente y se utiliza relleno.

2.2.5.3. Realce por sub niveles

El realce por subniveles al igual que la explotación por cámaras y pilares es un método en que las cámaras quedan permanentemente vacías una vez que se ha extraído el mineral tales formas tienen con frecuencia grandes dimensiones especialmente en altura. El método en sí mismo sólo se utiliza en yacimientos verticales o de fuertes pendientes. Para evitar el derrumbamiento de los hastiales se dividen los yacimientos más grandes en otros más pequeños a través de cámaras independientes. Las secciones de mineral entre cámaras permanecen intactas a modo de macizos verticales que sirven para soportar el techo. Tales soportes pueden ser verticales y horizontales teniendo en algunos casos espesores considerables. La explotación se lleva a cabo desde los subniveles se excavan del yacimiento entre los niveles principales. El mineral se fractura mediante perforación y voladuras desde las galerías de los subniveles. La voladura separa un gran subnivel vertical de mineral que se desmenuza y cae al fondo de la cámara, desde donde se lleva al nivel horizontal principal. El sistema tradicional emplea perforadoras especiales para barrenos largos, varillaje extensible y bocas de 51-64 mm en secciones de 1, 2- 1,8 metros. Las longitudes de los barrenos varían en función del esquema de perforación que se aplique, pero normalmente no pasan de los 25 metros. La perforación dentro del realce por subnivel puede realizarse con anterioridad a la extracción del mineral, de esta forma pueden perforarse grandes secciones de mineral, volarse cuando mejor convenga y todo ello en base a que este tipo de perforación independiente, con muchos barrenos largos desde cada galería, permite la utilización de perforación mecanizadas. El desarrollo de varillaje extensible, perforadoras especiales y más recientemente la técnica de perforación de barrenos largos, han hecho del realce por subnivel uno de los métodos más utilizados. La fase

de desarrollo extensa y complicada, puede considerarse a priori como un inconveniente, pero el gran rendimiento de la producción de mineral prevalece frente a cualquier otro tipo de consideraciones. Las operaciones de perforación, voladura y carga pueden realizarse con total independencia unas de otras. Por otra parte, son pocos los posibles equipos que aquí pueden utilizarse, debido al elevado rendimiento de los mismos y en consecuencia pocos serán también los operarios que se precisen en manipulación.

2.2.5.4. Evolución y nuevas tendencias

Ahora se ha estudiado las principales características del método, veremos su aplicación en la mina el Soldado (Chile), donde se ha venido utilizando en forma sistemática desde el año 1957, y su evolución tendiente a aumentar los rendimientos y mejorar sus condiciones de aplicación durante estos últimos 10 años. En un principio se explotaba con caserones de 15 metros de ancho, una altura que no sobrepasaba de los 30 metros y una longitud limitada a unos 60 metros (límites de utilización de los scrapers de 25 a 40 HP). La preparación de los embudos en la base del futuro caserón exigía un trabajo de desquinche a todo lo ancho del caserón, relativamente peligroso. Luego se aumentó el ancho del caserón su altura, y también la longitud de estos, son evacuación del mineral con parrillas en lugar de scrapers. Se suprimieron además los embudos, los cuales fueron reemplazados por zanjas a todo lo largo del caserón. De este modo se conseguía disminuir la importancia relativa de las labores de preparación para un volumen dado de mineral.

2.2.5.5. Sub level con galería central

El subnivel de scrapers, en el cual desembocan los embudos receptores de mineral. Todas las labores se ubican según un plano vertical en el centro del caserón y tenían

una sección de 2,5 x 2,5 metros. Los embudos desembocan en el subnivel de scrapers en parejas, uno frente al otro, a intervalos de 7 metros. Para construirlos se corría primero una chimenea inclinada a 50° hasta alcanzar subniveles 6. La creación de un primer corte se efectuaba a partir de un par de chimeneas ubicadas en uno de los extremos del block a explotar. En el otro extremo se habría de construir otra chimenea para permitir el acceso del personal y el abastecimiento de material para los subniveles. Entre los principales inconvenientes de este sistema podemos mencionar los siguientes:

- Los tiros perforados a partir de una galería central deben vencer un empotramiento.
- El gran número de embudos que se necesitan preparar.
- El escaso rendimiento del scrapers debido a las frecuentes detenciones cada vez que se hace necesario "cachorrear".

2.2.5.6. Subniveles dobles

Entre las ventajas de este sistema con respecto al anterior, se puede señalar:

- Se elimina el inconveniente del empotramiento en los límites laterales del caserón.
- El cachorreo se efectúa en gran parte sobre las parrillas.
- La mayor dimensión de los embudos permite recibir bolones más grandes. Disminuyen los problemas de destranque.
- Sin embargo, ofrecía algunos inconvenientes
- Mayores trabajos de preparación.

- El espesor del puente aumenta de 6 a 14 metros (evidentemente este se recupera durante la explotación del nivel inferior)
- El mayor tonelaje que es necesario evacuar por cada embudo (18000 tons. en lugar de 4250) provocaba un desgaste excesivo de ellos, especialmente en los puntos P.
- La mala fragmentación se traducía en un constante "cachorreo" con el consiguiente problema de mantención de las parrillas. (ver figura)

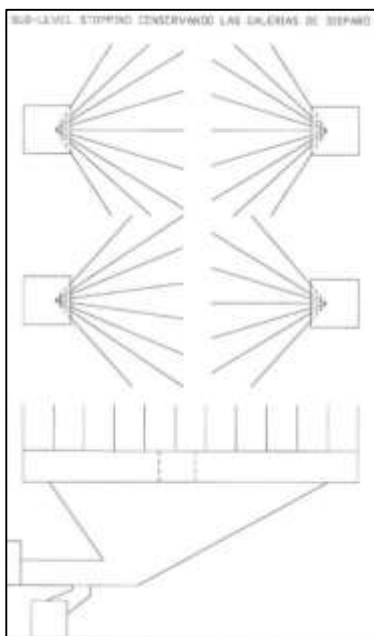


Figura 19. Subniveles dobles
(Fuente: Libro de Métodos de explotación - IIMP)

2.2.5.7. Variante conservando las galerías de disparo

Después de cada disparo queda entonces una especie de marquesina, situación aceptable sólo en el caso que se tenga una roca firme (como el Soldado, por ejemplo). Es un sistema relativamente peligroso en que no conviene generalizar. Su principal ventaja es evidente: permite disminuir notablemente los trabajos de preparación. (ver figura)

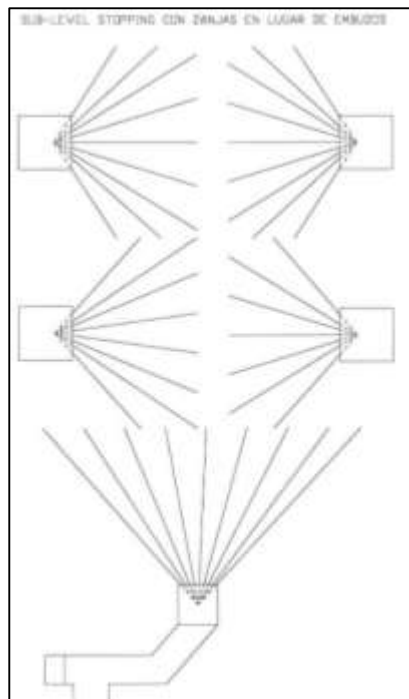


Figura 20. Variante conservando las galerías de disparo
(Fuente: Libro de Métodos de explotación - IIMP)

2.2.5.8. *Sub level stopping con zanjas en lugar de embudos*

Las ventajas de este sistema con respecto al anterior son las siguientes:

- Se elimina el desquinche, bastante demoroso, con el que se consigue una notable disminución del tiempo necesario para la preparación.
- Se obtiene un menor escurrimiento de la "saca" con zanjas en lugar de embudos. En efecto, en el caso de una zanja, en torno a cada punto de extracción se forma un embudo natural dentro de la "seca", de paredes regulares y lisas, a diferencia de los embudos creados en la roca misma cuyas paredes por lo general muy irregulares provocan atascamiento.

A diferencia del sistema anterior, en este caso existe una chimenea a la salida del embudo, más estrecha que la base misma del embudo. Los atascamientos serán más

frecuentes por lo tanto en dicha chimenea y el trabajo de destranque resulta así mucho menos peligroso. (ver figura 3)

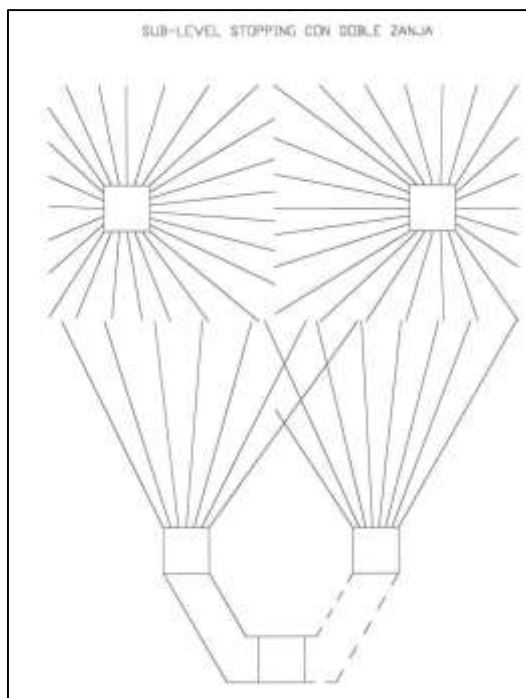


Figura 21. Sub level stopping con zanjas en lugar de embudos
(Fuente: Libro de Métodos de explotación - IIMP)

2.2.5.9. Sub level stopping con doble zanja

El ancho del caserón se aumentó al doble y la separación entre ambas galerías en la base de las zanjas va a depender del sistema de evacuación utilizado: Scrapers o parrillas. Se disminuyó además la distancia entre abanicos a 1,50 mts. con el objeto de mejorar la fragmentación de la roca, de modo que cada disparo arrancable 1850 tons.

Con 368 metros barrenados. Con este sistema se disminuyó notablemente el volumen de los trabajos de preparación y se conservan las mismas ventajas del anterior. (ver figura)

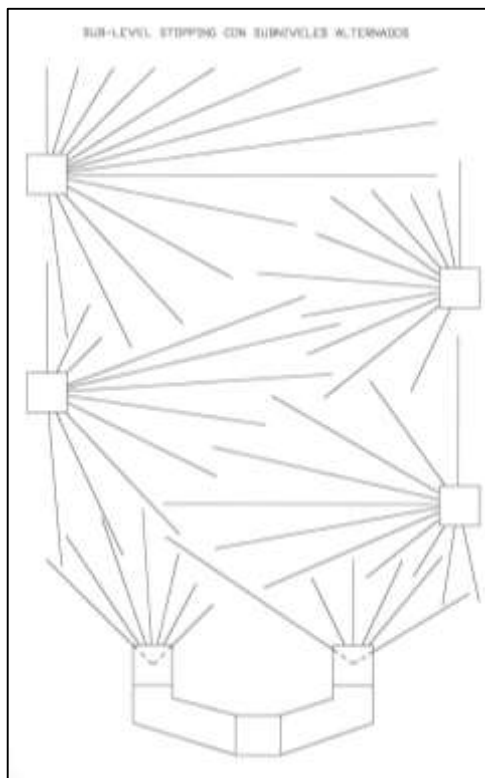


Figura 22. Sub level stopping con doble zanja
(Fuente: Libro de Métodos de explotación - IIMP)

2.2.5.10. Sub level stopping con subniveles alternados

La utilización de maquinaria de perforación semipesado permitió aumentar la longitud de tiros a 20 metros como también su diámetro. Esto permitió a su vez:

- Aumentar la altura de los caserones a 60 metros.
- Aumentar la distancia entre dos "abanicos" sucesivos (burden) de 1,50 m. a 2 m.
- Aumentar la distancia entre los tiros de un mismo abanico (medida en el fondo) de 2 a 3 metros.
- Aumentar la distancia entre los tiros de un mismo abanico (medida en el fondo) de 2 a 3 metros.

Este sistema actualmente generalizado, con galerías alternadas (una sola por subnivel) ubicadas en los costados de la zona a explotar y que permiten cortar perfectamente los límites laterales del caserón. El volumen de trabajos preparatorios alcanza en este caso, por cada 13 metros de caserón o sea 63.000 toneladas de mineral (4,850 por 13) a la siguiente cifra:

- 7 avances de 13 metros
- 2 chimeneas de 7,5 metros
- 6,5 abanico de 1045 metros

Hay que tomar en cuenta que en estos casos el tonelaje preparado por metros de caserón es duplicado. O sea, el nuevo sistema mantiene los mismos principios del anterior, solo presenta una modificación en el aspecto técnico. Potencias de las máquinas perforadoras. Pero, hemos visto que ahí reside la ventaja fundamental de este nuevo sistema puesto que permite disminuir notablemente los trabajos de preparación por tonelada de mineral arrancado.

2.2.5.11. Ventajas de este metodo

Este método de explotación se caracteriza por poseer las siguientes características:

- Es muy económico.
- Gran rendimiento.
- Ningún consumo de madera ya que no es necesario fortificar.
- Buena ventilación.
- Gran seguridad durante el trabajo.

2.2.5.12. Desventajas del metodo

Entre algunas de las desventajas podemos nombrar las siguientes:

- Mucha preparación.
- No es selectivo (vetas con gran potencia).
- Grandes caserones permanentemente abiertos, la recuperación del pilar no va más allá del 60%.

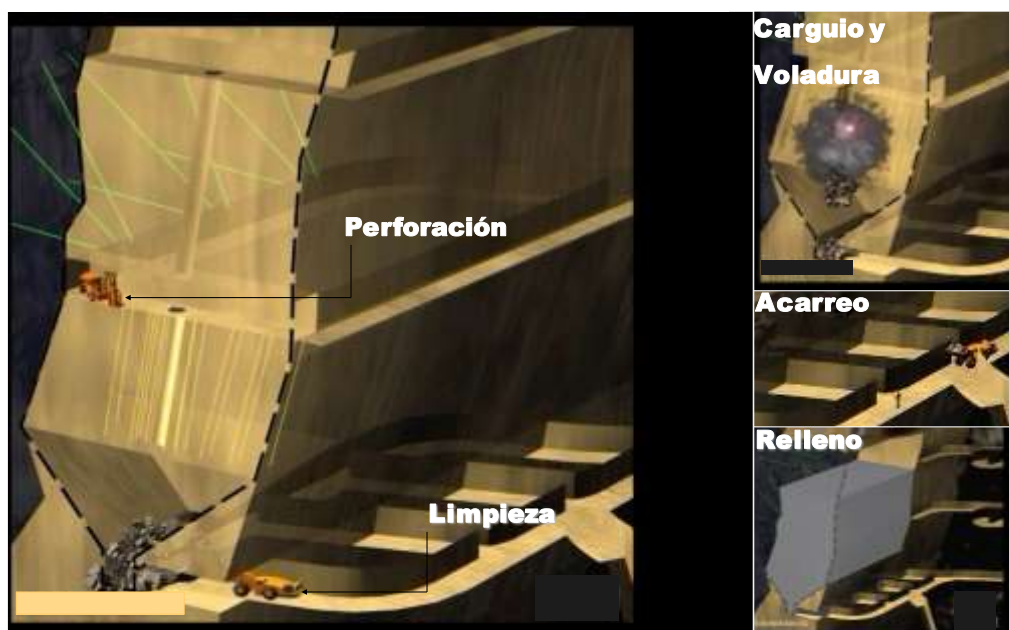


Figura 23. Minado por Corte y Relleno Ascendente a través de subniveles
(Fuente: Libro de Métodos de explotación - IIMP)

2.2.6. Minado por cámaras y pilares

2.2.6.1. Principio

El método de explotación Room and Pillar o Caserones y Pilares, o también cámaras y pilares, consiste como su nombre lo indica, en la explotación de caserones separados por pilares de sostenimiento del techo. La recuperación de los pilares puede ser parcial o total, en este último caso, la recuperación va acompañada del hundimiento controlado del techo que puede realizarse junto con la explotación o al final de la vida del yacimiento, lógicamente el hundimiento del techo en este caso es totalmente

controlado. En un principio, el método de caserones y pilares se llevaba en forma irregular, o sea, que las dimensiones y distribución de caserones se hacía sobre la marcha de la explotación, dejando pilares en forma irregular obedeciendo solamente a las características presentadas por el yacimiento, como por ejemplo zonas de más baja ley, diques de estériles etc. Hoy en día dado a las condiciones de mecanización y a los adelantos obtenidos en las técnicas de reconocimiento, el método, se planifica con anterioridad a la explotación propiamente tal, llevándose los caserones con una distribución regular como así mismo el trazado de los pilares.

2.2.6.2. Campo de aplicación del metodo

Este método de explotación es aplicado ampliamente y en los últimos años se ha desarrollado bastante, debido a su bajo costo de explotación y a la vez que permite hasta cierto punto una explotación moderadamente selectiva. Los yacimientos que mejor se presentan para una explotación por Room and Pillar, son aquellos que presentan un ángulo de manto bajo, aunque también es aplicable en yacimientos de manto entre 30° y 40° , es decir, en yacimientos de manto crítico, donde el mineral no puede escurrir por gravedad. Por otra parte, la estructura o forma del yacimiento debe ser favorable a un desarrollo lateral de la explotación, por ejemplo, mantos o yacimientos irregulares con gran desarrollo en el plano horizontal. En cuanto a la potencia del yacimiento, el método ha sido aplicado con éxito en yacimientos de hasta 40 – 60 mts. Los casos corrientes de aplicación son para yacimientos de baja potencia destacándose espesores de 2 a 20 metros.

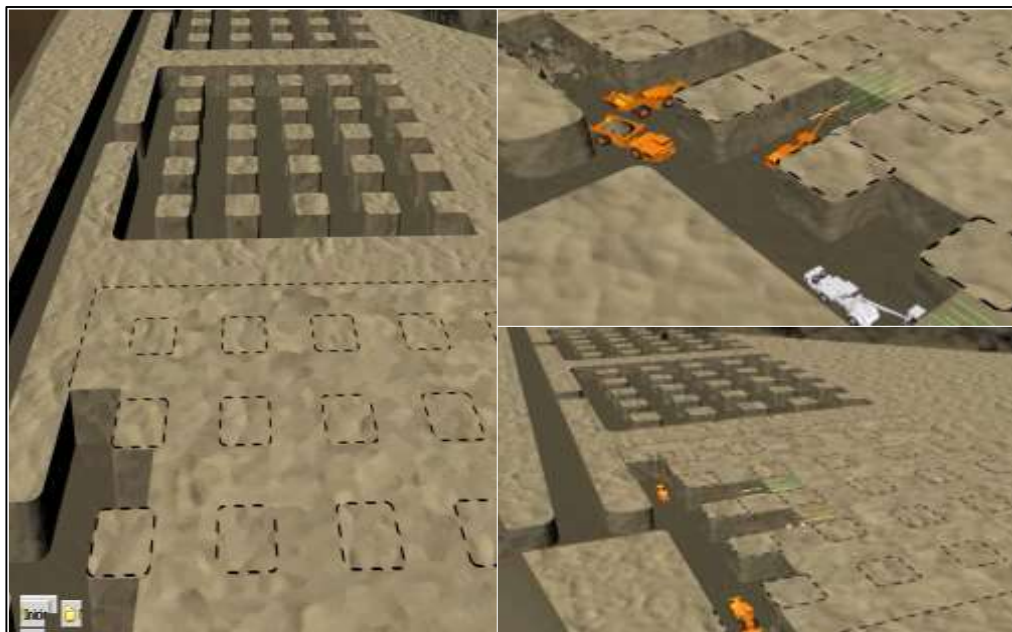


Figura 24. Minado por Cámaras y Pilares
(Fuente: Libro de Métodos de explotación - IIMP)

2.2.6.3. Desarrollo:

El desarrollo del yacimiento va a depender de una serie de factores, todos relacionados entre sí, y que pesarán con mayor o menor importancia según las características del yacimiento. Dentro de los principales factores se encuentran la posición del yacimiento con respecto a la superficie del terreno, la forma, la simetría y estructura del cuerpo mineralizado. La tectónica del yacimiento es otro punto importante que deberá tenerse presente para la elaboración del programa de desarrollo. Por otra parte, deben tomarse muy en cuenta los trabajos o condiciones de explotación como son la velocidad de arranque, transporte y extracción, desagüe, ventilación y seguridad del trabajo. Es así como es posible hacer un desarrollo totalmente por el yacimiento, por el estéril o un desarrollo combinado en estéril y por mineral.

2.2.6.4. Preparación:

El Room and Pillar sistemático, como anteriormente fue mencionado requiere de una programación previa del trazado con replanteo en el terreno de la dirección y orientación de los ejes de todos los trabajos de preparación como así mismo del de explotación y distribución de pilares. La preparación del sector que se desea explotar, comienza por limitar dicho paño por galerías paralelas con la pendiente que se les desea dar y que va a depender de la mecanización de la mina. En seguida se corren los frontones de explotación a partir de dichas labores, uniendo ambas galerías con el objeto de establecer los circuitos de ventilación. A partir de estos frontones se inicia la etapa de explotación o de arranque.

Las variaciones y forma de llevar la preparación van a depender de:

- Potencia explotable del yacimiento y variación de ésta.
- Angulo de manto del yacimiento.
- Dilución de la ley.
- Características del techo y piso en cuanto a la facilidad de establecer y definir la potencia explotable.
- Resistencia del techo a los desprendimientos y producir contaminación del mineral.
- Resistencia del piso para soportar la carga de los pilares que podría producir en ciertos casos el hinchamiento del piso y contaminar el mineral.
- Velocidad de arranque y capacidad del equipo de perforación.
- Capacidad del equipo de arrastre (scrapers) o carguío del mineral.
- Transporte en los frentes de explotación.

- Distribución y problema de recuperación de los pilares.

2.2.6.5. Preparación de los caserones

- a) *Orientación de los Frentes de Preparación:* Por lo general se corre un frontón de preparación a lo ancho del caserón; cuya dirección o rumbo puede ser según la máxima pendiente del yacimiento, según el rumbo de este (generalmente corresponde a una galería horizontal), u ocupar una dirección intermedia entre la máxima pendiente y el rumbo, o sea, la pendiente de la galería (frontón) y consecuentemente la del caserón se hace la elección, dependiendo del modo de efectuar el movimiento del mineral de los caserones con camiones la pendiente del caserón no debe ser superior a 10%.
- b) *Preparación de los Caserones en mantos de poco espesor:* Tomaremos como ejemplo la preparación de caserones cuya potencia explotable varía entre los 1.5 y 3.0 mts. En este caso puede correrse un frontón por el yacimiento, de un ancho que permita trabajar con facilidad en la etapa de arranque, (etapa que viene enseguida de la preparación). La altura del frontón es igual a la potencia explotable. Si el yacimiento tiene un piso o techo, bien definido deberá usarse éste como guía de preparación del frontón, lo que evitará o disminuirá mucho las posibles diluciones del mineral durante el arranque. Es posible en algunos casos, eliminar el frontón de preparación, y realizar el avance de arranque a todo lo ancho del caserón, o sea, se elimina el frontón. En el primer caso, el frente se desquincha a todo el ancho del caserón así resulta que el desquinche va retrasado con respecto al avance del frente.

c) *Preparación de caserones de potencia superior a 3.0 mts.:* La preparación de los caserones en yacimientos de este tipo puede hacerse con frontones que llevan como piso el yacente del yacimiento, o lleva como techo de la galería de preparación el pendiente del manto. Ambos casos están sujetos como se comprenderá a las características del yacimiento (ejemplo: definición del techo o piso, etc.), grado de mecanización que se tenga o que se pueda obtener, etc. La preparación continúa con el desquinche del frontón a todo el ancho del caserón, si es que el trabajo de arranque se va a efectuar en bancos de rebaje o de realce. Es posible también suprimir el desquinche y hacer la perforación radial a partir del frontón

2.2.6.6. Accesos a los frentes o caserones:

Es conveniente avanzar con los frentes hasta unir rápidamente las galerías base con los frontones, para establecer los accesos a los frentes de trabajo, tiene la ventaja de que las operaciones de perforación y carguío se independizan, no produciéndose dificultades entre ambas, siendo posible trabajar y tener acceso a la perforación por un extremo, cuando el trabajo de carguío se efectúa al mismo tiempo en el otro extremo. Por otra parte, al romper el frontón con la galería superior, se establece de inmediato la ventilación del caserón introduciéndolo al circuito principal de la mina.

2.2.6.7. Perforación:

La perforación de los tiros de arranque puede hacerse de muchas maneras distintas, en mantos angostos el desquinche de los caserones puede hacerse con tiros paralelos al eje del caserón o tiros perpendiculares a dicho eje. Si las condiciones lo permiten, es común el uso de jumbos, máquinas que tienen gran capacidad de perforación. La variedad más grande en cuanto a los diagramas de disparo se encuentra en los casos

de mantos de gran potencia donde es posible usar equipo pesado de perforación y tiros largos (con broca atornillada), por ejemplo: bancos en rebaje con Wagon Drill, perforación radial con máquinas sobre columna. En bancos en realce pueden usarse las perforaciones largas con brocas flexibles, o con brocas atornilladas, con máquinas montadas sobre carros con neumáticos. En los últimos años, se han introducido los equipos de perforación montada sobre carga de dimensiones adecuadas para trabajos subterráneos que ha dado muy buen rendimiento referente a la velocidad.

2.2.6.8. Sostenimiento del techo:

Es un problema delicado y muy importante al proyectar una explotación por este método. La estabilidad del techo va a definir la distancia y sección de los pilares, y ancho de los caserones, (influida naturalmente por la potencia del yacimiento). Asu vez, la densidad de pilares influirá fuertemente sobre la recuperación del yacimiento.

No hace muchos años atrás, la experiencia del comportamiento del terreno era la única manera de establecer una distancia máxima sobre pilares, lo que se obtenía después de varios años de explotación del yacimiento. Hoy en día, existe una ayuda, que, de una manera u otra, coopera con el explotador de minas a la solución de este problema mediante el estudio de la mecánica de rocas. Puede decirse que es una rama relativamente en pleno desarrollo, que da ciertas normas o guías en el estudio del problema de la luz máxima entre pilares y la sección más conveniente. No es materia de estos apuntes plantear el problema a través de fórmulas, pero si se puede decirse a manera informativa, que es posible estudiar y decidir la distancia entre pilares y la sección más conveniente.

Para ello es preciso realizar una serie de experiencias que toman en cuenta las siguientes observaciones:

- La variación de la carga sobre el pilar con respecto al tiempo.
- La variación de la deflexión del techo al variar la luz entre pilares.
- La variación de los ruidos micro sísmicos.
- La resistencia de la roca a la tracción y compresión.
- La distribución y orientación de los planos de diaclasas, estratificación y otras estructuras.
- Otras pruebas que sean necesarias.

Ahora con respecto a cada una de estas observaciones podemos agregar:

- La primera observación se refiere al estudio del comportamiento del pilar al ir absorbiendo la carga del techo. Es natural que una zona virgen sin explotar soporte el peso del techo en un área determinada y que, al entrar en explotación, esa misma carga, se reparte en una sección mucho más pequeña correspondiente al área de los pilares de sostenimiento.
- La variación de la deflexión del techo es posible controlarla midiendo la convergencia entre el piso y el techo con instrumentos adecuados.
- La variación de la deflexión del techo va a depender principalmente de las características Mecánicas de la roca (resistencia a la tracción) y además de la luz entre los pilares.

Ruidos micro sísmicos. Actualmente es posible detectar estos ruidos que acompañan a toda la inestabilidad del techo. La frecuencia normal con que se producen en cualquier etapa de la explotación es fácilmente medible y comparable con los casos cuando se producen aumentos repentinos de la frecuencia produciendo finalmente derrumbes en el techo.

El comportamiento mecánico de las rocas a la tracción y compresión es muy importante para las consideraciones sobre resistencia y obtención de gráficos respectivos. Estos valores de resistencia obtenidos por lo general en pruebas de testigos en laboratorio, deben tomarse con mucho cuidado para su interpretación, ya que las condiciones de trabajo de la roca in situ es muy diferente al comportamiento durante las pruebas de laboratorio. Esto se explica fácilmente si se comparan las magnitudes sobre las cuales se opera (roca in situ y el testigo de prueba). Por otra parte, al tomar la masa rocosa como un elemento resistente, está afectada indudablemente por un sin número de factores que limitan aún más las precauciones que deben tenerse y que han sido aludidas anteriormente; como, por ejemplo: las estructuras tales como fallas, diaclasas, juntas, alteraciones, planos de clivajes estos influyen notablemente sobre la resistencia.

2.2.6.9. Recuperación del yacimiento:

La recuperación del yacimiento puede variar de una mina a otra, dependiendo por una parte de las condiciones propias que presenta el yacimiento, y por otra, de la técnica empleada y grado de mecanización a que se ha alcanzado. Como datos generales podemos decir que la recuperación puede variar de un 80 a 90 % del mineral preparado, llegando en ciertos casos a recuperaciones del orden del 90 %.

2.2.6.10. Ventajas:

- El método hasta cierto punto es selectivo, es decir zonas más pobres pueden no explotarse sin afectar mayormente la aplicabilidad del método.
- En yacimientos importantes puede llegarse a una mecanización bien completa lo que reduce ampliamente los costos de explotación.

- En yacimientos que afloran a la superficie puede hacerse todo el desarrollo y preparación por mineral, o en caso contrario los desarrollos por estéril pueden ser muy insignificantes.
- Actualmente con el avance de la técnica de sostenimientos de techo pueden explotarse caserones de luces amplias con bastante seguridad.
- Permite la explotación sin problemas, de cuerpos mineralizados ubicados paralelamente y separados por zonas de estériles.
- La recuperación del yacimiento aun no siendo del 100 % puede llegarse a recuperaciones satisfactorias del orden del 80 a 90 %.

2.2.6.11. Desventajas:

- Si el yacimiento presenta una mineralización muy irregular, tanto en corrida como en potencia podría llegar a afectar la explotación, limitando mucho la planificación del método, como así mismo la perforación y provocar problemas de carguío sobre todo para posibles mecanizaciones.
- Problema de manto del yacimiento, cuando el manto está muy cerca del manto crítico (45°), se producen problemas para el movimiento del mineral en los caserones y aún este problema es más grave, si se trata de mantos angostos. En el caso de mantos potentes hay problemas en la mecanización de la perforación lo que se traduce en dificultades de movilidad al usar el equipo pesado de perforación.
- Dilución de la ley: es un problema que es muy importante y que en casos de techos débiles puede ser causa que llegue a limitar la aplicación.

- Fortificación del techo. En ciertos casos cuando no es posible controlar el techo y es necesario llevar caserones muy angostos, puede concluirse, en un cambio de método de explotación por otro más adecuado, o emplear un método combinado, por ejemplo: Room and Pillar con Shrinkage. Problemas de recuperación del yacimiento es muy baja, se debe entonces pensar en otro método.

Tabla 6.
Datos técnicos del Método Cámaras y Pilares

Geometría del Yacimiento	Aceptable	Óptimo
Forma	> 1m	> 3m
Potencia	< 30°	Horizontal
Buzamiento	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad		
Aspecto Geológico	Aceptable	Óptimo
Resistencia (Techo)	> 300 k/cm ²	> 500 k/cm ²
Resistencia (Mena)	S/ profundidad	> 500 k/cm ²
Fracturación (Techo)	Baja	Muy Baja
Campo Tensional In-situ (Profundidad)	< 1000 m	< 600 m
Comportamiento Tenso-deformacional	Elástico	Elástico
Aspectos Económicos	Aceptable	Óptimo
Valor Unitario de la Mena	Bajo	N.A.
Productividad y ritmo de explotación	Alto	N.A.

Resumen minado por Cámaras y Pilares
(Fuente: Libro de Métodos de explotación - IIMP)

2.2.7. Minado por corte y relleno ascendente (over cut and fill)

2.2.7.1. Principios Generales:

Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. 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 de la labor, y en algunos casos especiales el techo.

La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

- Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.
- Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala (roca incompetente).
- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento.

2.2.7.2. Alternativas de Aplicación:

Se refiere a los siguientes aspectos:

- Preparación de la base del caserón.
- Perforación.
- Carguío del mineral.
- Relleno.
- Ciclo de producción

2.2.7.3. Preparación de la base de la labor.

Al igual que en el método de explotación SHINKAGE, se debe limitar el caserón con una galería base o de transporte, una galería superior y chimeneas. En lo que a galerías base se refiere se tienen las siguientes alternativas:

- a. **Galería base protegida por un puente de mineral:** Se deberá tomar en cuenta en este caso la precaución, una vez arrancada la primera tajada, de construir un piso de concreto delgado para separar el relleno del mineral del puente y evitar así que se mezclen en el momento de recuperar el puente.
- b. **Galería base con techo artificial:** En este caso se trata de evitar que el relleno del caserón se mezcle con el mineral del nivel inferior cuando éste sea explotado. La precaución será la misma que la del caso anterior, con la diferencia que aquí la losa de concreto debe ser mucho más resistente (concreto armado) de manera de soportar el peso del relleno.
- c. **Galería base totalmente artificial:** En el caso de crear una galería base completamente artificial, se construirá un piso de concreto armado con los mismos fines del caso anterior.

En cuanto a las echaderas de evacuación del mineral arrancado, se puede decir que en general la distancia entre ellas dependerá de dos factores fundamentales:

- sistema a empleado en la evacuación del mineral (a mano o mecanizado).
- calidad del material con que están construidas

No se debe en vacilar en la construcción de echaderos de buena calidad en preferencia de concreto, puesto que después de la explotación del caserón, serán estas

mismas las que se utilizarán para abastecer los caserones inferiores, lo que permite reducir notablemente los problemas creados por el abastecimiento del relleno.

Se conservarán también estos echaderos, cuando la explotación sea llevada en forma ascendente, con el objeto de evacuar el mineral a un solo nivel de transporte intermedio, tomando en cuenta que dichas construcciones coincidan verticalmente. Los echaderos para relleno se deberán correr por el mineral a partir del techo del caserón hacia el nivel superior. Su distancia dependerá principalmente del ciclo de producción y de los medios disponibles para la colocación del relleno del caserón.

2.2.7.4. Perforación:

En este método al igual que el *SHINKAGE* se pueden perforar tiros horizontales, verticales e inclinados. En el caso de tiros HORIZONTALES, no se tiene que vencer un empotramiento y el rendimiento por metro barrenado y uso de explosivo será mucho mejor. El inconveniente de la perforación horizontal reside en el hecho de que, en caserones estrechos, el perforista no puede disponer de suficientes lugares de trabajo. En los tiros VERTICALES se tendrá siempre que vencer un empotramiento, por lo cual será necesario una perforación con pasadura (sub drilling), lo que disminuye el rendimiento por metro barrenado aumentando consigo el uso de explosivo. La ventaja que posee es que deja suficiente lugar de trabajo al perforista asegurando una buena utilización del tiempo. Una solución intermedia consiste en la PERFORACIÓN INCLINADA ya que es más ventajosa que la perforación vertical, pues el empotramiento que tiene que vencer es más fácil, disminuyendo consigo la pasadura trayendo consigo las ventajas ya vistas anteriormente.

2.2.7.5. Carguío del mineral:

El mineral arrancado debe ser extraído totalmente y en forma regular del frente.

Esta evacuación se puede realizar de diferentes maneras:

- a) **Con pala a mano:** Ya sea tirando directamente el mineral en echaderos de evacuación, o llenando carros que se vacían en dichos echaderos.
- b) **Con screaper:** Existen varias posibilidades de instalación. Una de ellas consiste en instalar todo el conjunto en el caserón mismo, con el riesgo de exponerlo a los disparos y derrumbes del techo, además de la pérdida de tiempo que significa cambiarlo de piso cada vez que se termina de explotar una tajada. Otra posibilidad sería instalar el huinche con su motor en la galería base o en la galería superior. En este caso los cables subirían o bajarían por una chimenea y el huinche se manejaría por control remoto. El inconveniente de esta alternativa es que la instalación del huinche en la galería base, por lo tanto, los cables se deben correr por una chimenea suplementaria.
- c) **Con palas mecánicas cargando en carros o dumpers:** Se pueden utilizar palas mecánicas pequeñas montadas sobre rieles cargando carros o palas montadas sobre oruga si se dispone de dumpers. Como la maquinaria trabaja sobre el mismo caserón, se debe prever las pérdidas de tiempo para los cambios de piso y protegerla en cada disparo.
- d) **Palas autocargadoras (l.h.d.):** Cuando la superficie de la labor es buena, se favorece el uso de equipo montados sobre ruedas de goma. La acción de transporte consiste en llevar el mineral al coladero de mineral, situado generalmente en el tajo mismo.

2.2.7.6. Rellenos:

a) Origen: El material de relleno puede estar constituido por roca estéril, procedente de las labores de preparación de la mina las que se distribuyen sobre la superficie del caserón. También el material de relleno puede ser de relaves (desechos de plantas de concentración de minerales), o arena mezclada con agua, que son transportados al interior de la mina y se distribuyen mediante tuberías, posteriormente el agua es drenada quedando un relleno competente. El que a veces se le agrega cemento para conseguir una superficie de trabajo dura.

Este relleno debe ser lo más barato posible, tanto en su obtención como en su abastecimiento. Según el caso, su procedencia puede ser la siguiente:

- Canteras especiales: Este relleno se obtiene en la superficie, en canteras especialmente organizadas, con ese objeto para así, abaratar los costos. De todas maneras, salvo en aquellos casos de canteras de arenas o de materiales detríticos que se pueden obtener a un costo muy reducido, este sistema es por lo general caro.
- Rellenos de caserones antiguos: Éste es relativamente de bajo costo, siendo el inconveniente que estos rellenos se consolidan por la acción de la humedad y de la presión de las cajas.
- Estériles de plantas de pre concentración: Se usa cuando la planta está a poca distancia de la mina, de no ser así, obliga a un mayor costo de transporte del estéril.
- Relleno Hidráulico: Consiste en transportar un relleno constituido por material de grano fino, suspendido en una pulpa en base a agua, que se deja decantar en el caserón.

b) Abastecimiento del relleno: Considerando la gran cantidad de material a transportar, este aspecto representa un porcentaje considerable del costo total de explotación. Desde el punto de vista de transporte se distinguen dos tipos de rellenos: rellenos secos y relleno húmedos.

- *Rellenos secos:* Se transporta de manera idéntica que el mineral, es decir, se empleará el mismo equipo empleado en el transporte del mineral. De esta manera, el relleno llega a los caserones por la galería superior y es vaciado en los echaderos (Ore Pass).
- *Rellenos Hidráulicos o Húmedos:* Es un caso especial en que la pulpa es transportada por gravedad a través de una red de cañerías con varios terminales que se introducen en los caserones desde la galería superior por una chimenea o bien por hoyos de sondajes entubados.

2.2.7.7. Ciclo de producción:

Es importante que en este método de explotación organizar el trabajo en los caserones de tal modo que no se produzcan atrasos por la colocación del relleno, factor que influye considerablemente en las posibilidades de producción de un determinado caserón. Es evidente, entonces, que, para tiempo, se deberá empezar el arranque desde las chimeneas de relleno hacia el centro del caserón, de manera que una vez evacuado el mineral arrancado sea posible rellenar inmediatamente esa parte del caserón.

En caso de no existir mecanización tanto la extracción del mineral como la colocación del relleno es lento, por lo cual no hay problemas con su abastecimiento. Ahora si existe mecanización, la distancia entre los echaderos de evacuación del mineral es mayor y por lo tanto el volumen que se ocupará para el relleno será también mayor.

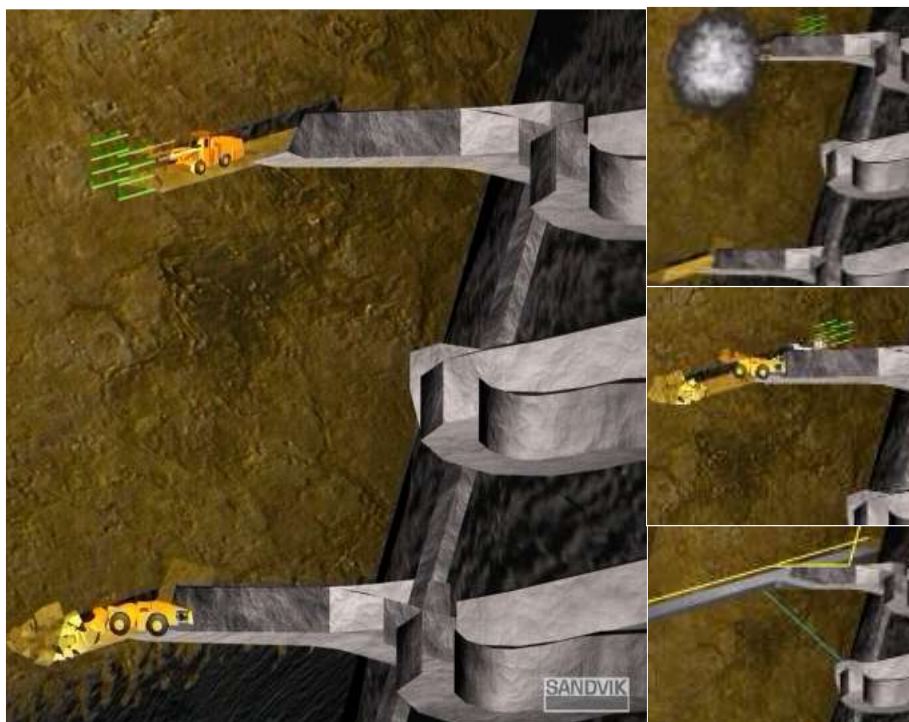


Figura 25. Método de Minado por corte y relleno ascendente (over cut and fill)
(Fuente: Libro de Métodos de explotación - IIMP)

2.2.7.8. Ventajas y desventajas del método cut and fill.

Ventajas.

- La recuperación es cercana al 100%.
- Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- Es un método seguro.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización.
- Se adecua a yacimientos con propiedades físicos – mecánicas incompetentes.

Desventajas:

- Costo de explotación elevado.

- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- Consumo elevado de materiales de fortificación.

Tabla 7.
Datos técnicos del Método Over Cut and Fill

Geometría del Yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	Cualquiera	> 3m
Buzamiento	> 30°	> 60°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Regular
Aspecto Geológico	Aceptable	Optimo
Resistencia (Techo)	> 30Mpa.	> 50Mpa.
Resistencia (Mena)	S/ profundidad	> 50Mpa.
Fracturación (Techo)	Alta - Media	Media - Baja
Fracturación (Mena)	Media - Baja	Baja
Campo Tensional In-situ (Profundidad)	Cualquiera	< 1000 m
Comportamiento Tenso-deformacional	Elástico	Elástico
Aspectos Económicos	Aceptable	Optimo
Valor Unitario de la Mena	Medio - Alto	Alto
Productividad y ritmo de explotación	Medio - Baja	N.A.

Resumen del Método de Minado por corte y relleno ascendente (over cut and fill)
(Fuente: Libro de Métodos de explotación - IIMP)

CAPÍTULO III

PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

3.1. RESULTADOS OFICIALES SOBRE EL SISTEMA DE MINADO

Al optimizar el método de minado por corte y relleno ascendente con taladros largos en tipo de roca III, IV, V; Se evaluó y recopiló la data de resultados operativos existentes en la UEA Cerro de Pasco y se trató de lograr un acercamiento mayor entre la Seguridad y la Calidad.

- La seguridad y la calidad son el resultado de un trabajo bien hecho.
- La seguridad y la calidad son responsabilidad de quien asume el trabajo.
- La seguridad y la calidad deben procurarse en todas las instancias del proceso.
- El principio fundamental de la seguridad y la calidad es la prevención.

Por tal motivo, en EA CERRO SAC están comprometidos con los principios de respeto al medio ambiente, la seguridad y el bienestar de los trabajadores, así también mantener buenas relaciones con las comunidades vecinas, clientes y proveedores. En línea con estos postulados, en la EA CERRO SAC se implantó el sistema de Salud,

Seguridad Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad (SSOMAC), de acuerdo con la norma ISO 14001:2004 para sistemas de gestión ambiental, OHSAS 18001:2007 para sistemas de gestión de la seguridad y salud en el trabajo, y la norma ISO 9001:2008 para sistemas de gestión de la calidad.

El sistema integrado SSOMAC fue implementado el 2001 y desde entonces se mantiene la certificación vigente en todas las unidades mineras. Para ello, la institución certificadora NSF International Strategic Registrations efectuó la auditoría de recertificación de acuerdo con la ISO 14001:2004 y la OHSAS 18001:2007. La Empresa alemana Germanischer Lloyd SE, efectuó la auditoría de recertificación para los sistemas de gestión de la calidad basados en la norma ISO 9001:2008.



Figura 26. Certificación ISO 14001:2004 y Certificación OHSAS 18001:2007
(Fuente: Superintendencia de Seguridad, EA Cerro SAC)

La Curva de Bradley es una herramienta que permite el entendimiento de los cambios en la mentalidad y las acciones que deben ocurrir para desarrollar una cultura de seguridad madura.

Volcan y la EA Cerro SAC han mejorado dentro de la curva del Cambio de Cultura con respecto a su calificación en el inicio este proyecto. En la auditoría de línea base realizada en junio del 2012 se tuvo como resultado que la empresa se encontraba iniciando una fase de cambio de cultura caracterizada por la dependencia y a fines del año 2013, la compañía se encuentra en una fase de cambio de cultura de dependencia más fortalecida. La meta para fines del 2014 consiste en iniciar la fase de independencia. Evolución de la cultura de seguridad en Volcan - Curva de Bradley.

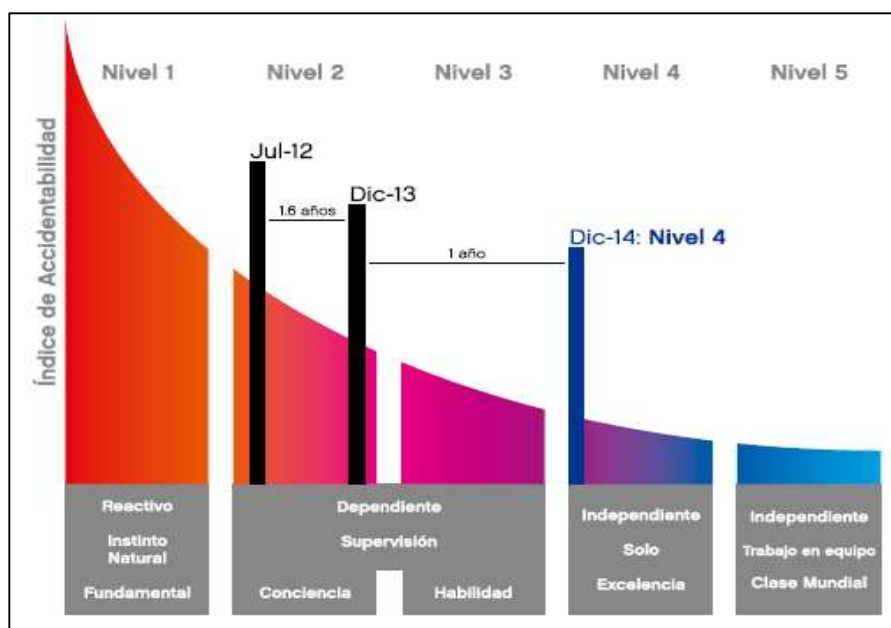


Figura 27. Curva de Bradley para Mina Paragsha
(Fuente: Superintendencia de Seguridad, EA Cerro SAC)

3.1.1. Geología

El cuerpo mineralizado J337-A se encuentra ubicado al lado Norte del yacimiento de la Mina Paragsha, entre las coordenadas N10300 a N10525 y E8850 a E9070, en el bloque San Alberto y ha sido reconocido desde superficie hasta el nivel 1600 siguiendo el contacto del Cuerpo de Piritita - Sílice con las dolomías del grupo Pucará.

Aproximadamente, el 10% en el Cuerpo de Pirita - Sílice y el 90% en las dolomías del Grupo Pucará. Las cajas SE corresponden a volcánicos dacíticos.

La mineralización está emplazada en matriz brechada de calizas y dolomías, con presencia de rocas volcánicas en el Nivel 1200 y con nódulos de caliza bituminosa y pirita de grano fino a medio en el Nivel 1600. La roca encajonante del cuerpo mineralizado está conformada por calizas y dolomías alteradas hacia el Este, en tanto que en el Oeste se presentan calizas y dolomías hacia el lado Norte y cuerpo de pirita hacia el lado Sur en contacto con la caliza en línea muy irregular.

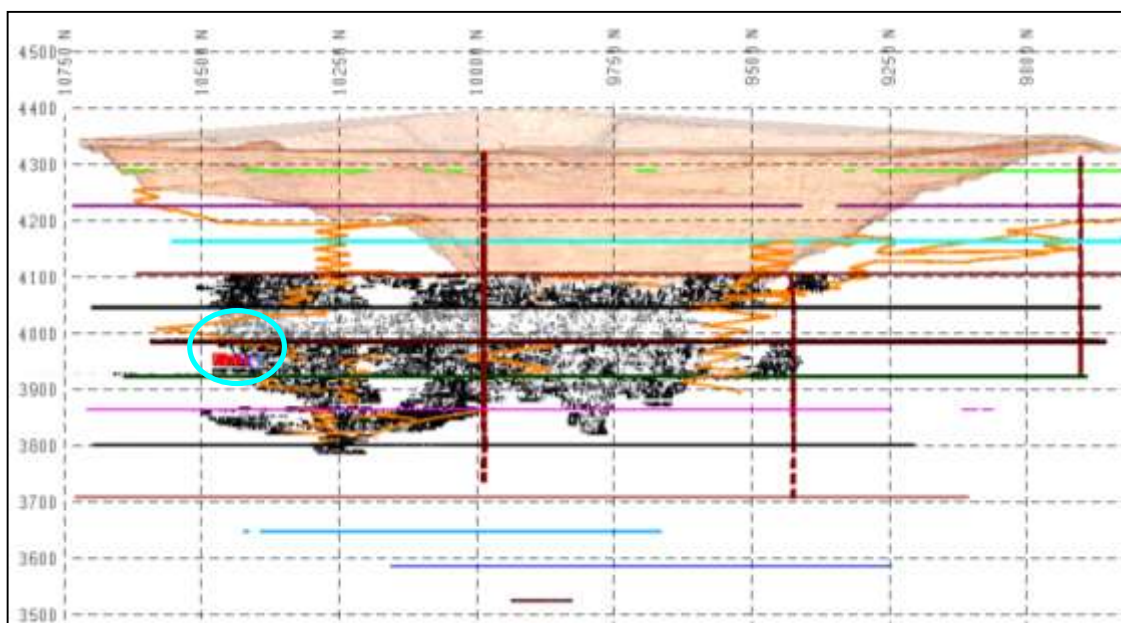


Figura 28. Ubicación del Cuerpo J337-A Nv. 1400
(Fuente: Superintendencia de Geología, EA Cerro SAC)

3.1.2. Selección del método de explotación

Este método de selección tiene sus argumentos en dar valor a ciertas características del yacimiento por cada método de explotación evaluado. Por tal motivo este criterio particiona la información que se tiene del yacimiento en dos grandes grupos, que corresponden a:

Geometría del yacimiento y distribución de las leyes

Características geomecánicas.

METODO NICHOLAS PARA SELECCIONAR METODO DE EXPLOTACION

Yacimiento	Forma General Yacimiento			Accho del Yacimiento				Orientación - Maestre			Distribución de las leyes		
	Macizo	Talud/colgante	Irregular	Angosto	Intermedio	Abierto	Muy ancho	Horizontal	Intermedio	Vertical	Uniforme	Gradacional	Erativo
Rajo Abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block Caving	4	3	0	40	3	2	4	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	3	4	1	40	3	4	3	1	1	4	4	2	0
Longwall mining	-40	4	40	4	3	40	-40	4	0	40	4	2	0
Room and Pillar	9	4	3	4	2	40	40	4	1	0	2	2	3
Shrinkage Stopping	2	2	1	1	1	2	4	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stopping	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	0	3
Top Slicing	3	2	0	40	3	3	4	4	1	2	4	2	0
Square Set	0	2	4	4	4	4	1	2	3	3	3	3	3

Mineral (Roca blanda)	Competencia Macizo			Espaciamiento Fracturas				Resistencia Estructural		
	Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco espas.	Espaciadas	Muy espaciadas	Baja	Mediana	Alta
Rajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stopping	-40	3	4	0	0	1	4	0	0	4
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	0	2
Longwall mining	4	1	0	4	4	0	0	4	0	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	0	4
Shrinkage Stopping	1	3	4	0	1	3	4	0	0	4
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	3	2	3	2	2
Top Slicing	2	3	3	1	4	3	4	1	4	4
Square Set	4	1	1	4	4	3	1	4	0	2

Pared Colgante	Competencia Macizo			Espaciamiento Fracturas				Resistencia Estructural		
	Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco espas.	Espaciadas	Muy espaciadas	Baja	Mediana	Alta
Rajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	0	0
Sublevel Stopping	-40	3	4	0	0	1	4	0	0	4
Sublevel Caving	3	3	1	3	4	1	4	0	0	0
Longwall mining	4	0	0	4	4	0	0	4	0	0
Room and Pillar	0	0	1	4	1	4	4	0	0	0
Shrinkage Stopping	0	0	1	4	4	4	0	4	0	0
Cut and Fill Stopping	3	3	2	3	3	3	0	4	0	0
Top Slicing	4	3	1	3	3	3	0	4	0	0
Square Set	3	3	2	3	3	3	2	4	0	0

Pared Pendiente	Competencia Macizo			Espaciamiento Fracturas				Resistencia Estructural		
	Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco espas.	Espaciadas	Muy espaciadas	Baja	Mediana	Alta
Rajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	3	3	1	3	3	4	1	3	4
Sublevel Stopping	2	3	4	4	3	3	4	0	0	4
Sublevel Caving	3	3	3	1	1	4	4	3	1	4
Longwall mining	3	3	3	1	1	4	4	3	1	4
Room and Pillar	3	3	4	3	3	3	3	3	3	3
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	2	2	3	3
Cut and Fill Stopping	4	3	3	4	4	3	2	4	3	3
Top Slicing	4	3	3	1	3	3	3	1	4	3
Square Set	4	3	3	1	3	3	3	1	4	3

Figura 29. Selección del método de explotación
(Fuente: Superintendencia de Ing. Y Planeamiento, EA Cerro SAC)

Metodo	Yacimiento	Mineral	Colgante	Yacente	Total	Selección de Metodo
Rajo Abierto	12	6.75	6.6	4.18	29.5	0
Block Caving	10	6	4.2	3.42	23.6	4
Sublevel Stopping	13	3.75	5.4	2.66	24.8	3
Sublevel Caving	12	3.75	4.2	2.66	22.6	5
Longwall mining	-41	6	4.2	3.8	-27.0	9
Room and Pillar	9	3.75	4.2	3.04	20.0	8
Shrinkage Stopping	10	3.75	4.2	3.04	21.0	6
Cut and Fill Stopping	15	6	4.2	3.04	28.2	1
Top Slicing	9	4.5	4.2	3.04	20.7	7
Square Set	12	6	4.2	3.04	25.2	2

Figura 30. Resultado del Método Nicholas
(Fuente: Superintendencia de Ing. Y Planeamiento, EA Cerro SAC)

Este cuerpo ha sido minado empleando el método de corte y relleno ascendente en todos los niveles: en el Nivel 1400 desde el Piso 0 hasta el Piso 8 y en el Nivel 1600 se ha minado solamente el Piso 1, encontrándose paralizado el minado en el Piso 3; en el Nivel 1800 ha sido minado desde el Piso 23 hasta el Piso 27.

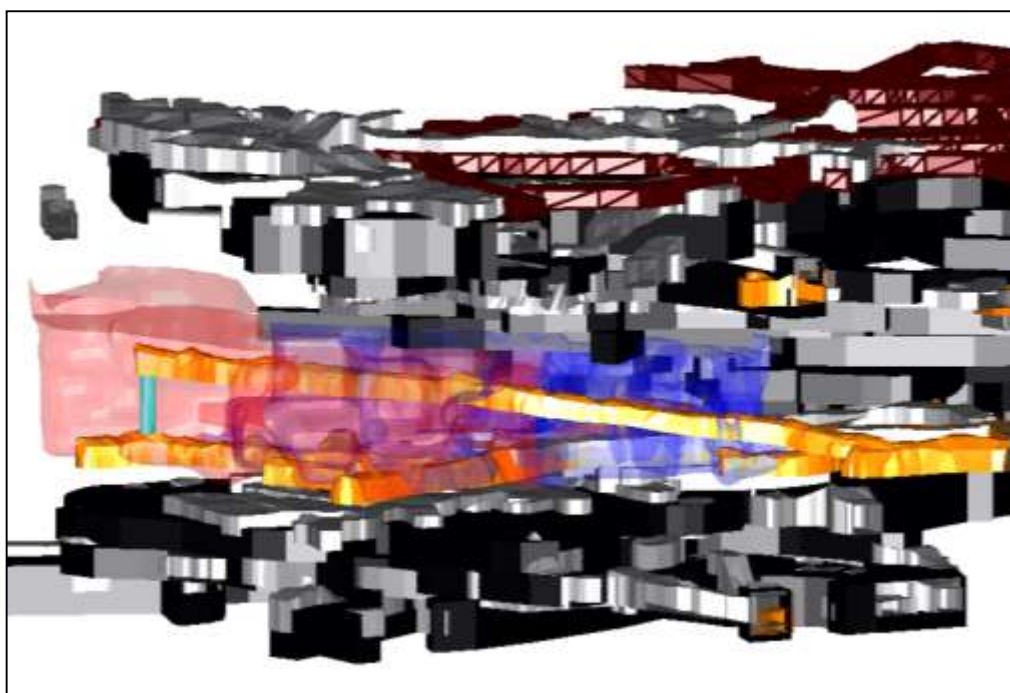


Figura 31. Cuerpo restante de J337-A Nv. 1400 (Reservas),
(Fuente: Superintendencia de Ing. Y Planeamiento, EA Cerro SAC)

En el cuerpo J_337A se aplicaba el método de Corte y Relleno ascendente (corte horizontal por Paneleo), el minado requiere gran cantidad de cuadros y por la incompetencia del terreno se produce elevaciones y derrumbes por el cual se hace imposible acceder a recuperar los sectores ya condicionados. Tomando como base la estimación de reservas al año 2013 en el cuerpo J-337A Nv. 1400 se tiene una reserva

Probada Probable de 214,825 t, con leyes de Oz Ag=3.04, %Pb= 2.18 y %Zn=5.43, con un VM=108.67.

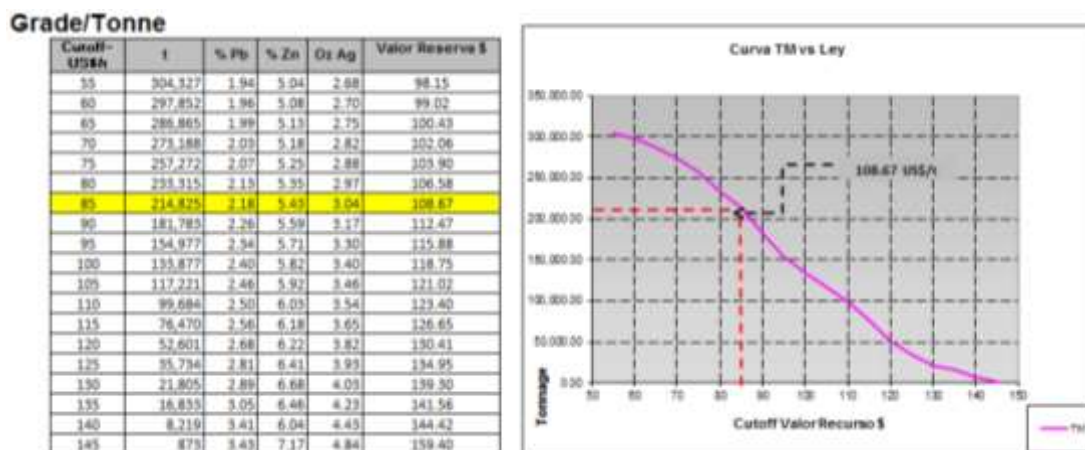


Figura 32. Sensibilización del cuerpo J33-A Nv. 1400
(Fuente: Superintendencia de Ing. y Planeamiento, EA Cerro SAC)

Factores Modificadores:

Cut Off: 5.43 % Zn

Dilución Planeada: 20 %

Recuperación por método de minado: 80%

3.1.3. Estudio geomecánicos del proyecto de minado

La calidad del macizo rocoso es muy variable. Va desde roca Tipo II (Calidad Buena RMR > 60) en pirita masiva de la caja piso hasta roca Tipo IVB (Calidad Mala B RMR 21-30) en las cajas de calizas y dolomías intensamente fracturadas a brechadas. En mineral la roca es de Tipo IVA (Calidad Mala A RMR 31-40) hasta roca Tipo V (Calidad Muy Mala RMR < 21). De acuerdo al criterio de clasificación Geomecánica de Bieniawski (1989) se define la Siguiete zonificación de calidades de la masa rocosa:

- Rocas de Tipos IIIA y IIIB, con RMR 44 a 56, se presentan desde el ingreso a la Rampa 14273 y Sub Nivel 14273 N en pirita, volcánicos, calizas y dolomías.
- Rocas de Tipos IVA y IVB, con RMR de 23 a 36, se presentan desde el ingreso a la RP 14365 y SN 14365 NE (Prog. 0+ 17 a 0+ 90 en pirita y en calizas y dolomías.
- El mineral predominantemente se presenta en rocas de Tipo IVA, IVB a V, con RMR que varía de 31 a 15, distribuido en el SN 14365N.

ZONA	III		
LABOR	SN 14365 NE	FECHA :	27/08/2013
NIVEL	1400	MAPEADO POR :	Ing.Fredy Fernández
PISO	13	GEOLOGIA :	Caliza Intensamente fracturada/regular/pobre
		PROGRESIVA :	87 m.
PROPIEDADES		DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion uniaxial		25 Mpa	4
2. RQD		20%	3
3. Separacion entre discontinuidades		0.2 a 0.60 m.	10
4. Estado de discontinuidades:			
Longitud		< 1.0 m.	6
Abertura		< 1.0 mm.	5
Rugosidad		Rugoso	5
Relleno		Suave (calcita)	2
Alteracion		Ligera	5
5. Agua subterranea		Gotera	4
6. Orientacion de discontinuidades		Media	-5
RMR			39
CLASIFICACION GEOMECANICA		Roca Tipo	IVA

Figura 33. Caracterización Geomecánica en Caliza IF/R a pobre tipo de roca IVA
(Fuente: Área de Geomecánica mina, EA Cerro SAC)

ZONA	III		
LABOR	SN 14365 NE	FECHA :	27/08/2013
NIVEL	1400	MAPEADO POR :	Ing. Fredy FERNÁNDEZ
PISO	13	GEOLOGIA :	Pirita IF/P en contacto con Mineral
		PROGRESIVA :	110 m.
PROPIEDADES		DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion uniaxial		20 Mpa	3
2. RQD		20%	4
3. Separacion entre discontinuidades		0.10 a 0.60 m	9
4. Estado de discontinuidades:			
Longitud		1.0 a 4.0 m	3
Abertura		0.1 a 1.0 mm	3
Rugosidad		Ligeramente rugosa	3
Relleno		Brechas finas y panizos	2
Alteracion		Ligeramente alterado	5
5. Agua subterranea		Gotera	4
6. Orientacion de discontinuidades		Media	-5
RMR			31
CLASIFICACION GEOMECANICA		Roca Tipo	IVA

Figura 34. Caracterización Geomecánica Mineral en Pirita IF/P, tipo de roca IVA.
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

En el Cuerpo J337-A el agua se filtra por el alineamiento NE, del corredor estructural San Alberto (N45°E, 70°NW), con fuerte gotera que baja hasta el Piso 6 del Nivel 1200. En el Nivel 1400 y Nivel 1600 también hay intensa gotera de agua. En el Nivel 1800 se presenta como humedad. La degradación de la calidad del macizo rocoso se debe principalmente a la presencia de filtraciones de agua y a la presencia de bandas o capas de rocas volcánicas, brechas y panizos de piritas y dolomías en zonas de fallas.

Por la profundidad de las áreas de minado respecto a superficie, que varían de 140 m. a 410 m, se puede considerar que los esfuerzos del macizo rocoso son de niveles moderados, sin embargo, en el Nivel 1600 se aprecia que existen fuertes presiones sobre las estructuras del sostenimiento con madera debido a la mala calidad del macizo rocoso cercano a la mineralización o en el mineral mismo, caracterizado como roca Tipo IVB a Tipo V, aquí se observan deformaciones significativas en los hastiales y presiones del techo sobre la estructura de los cuadros.

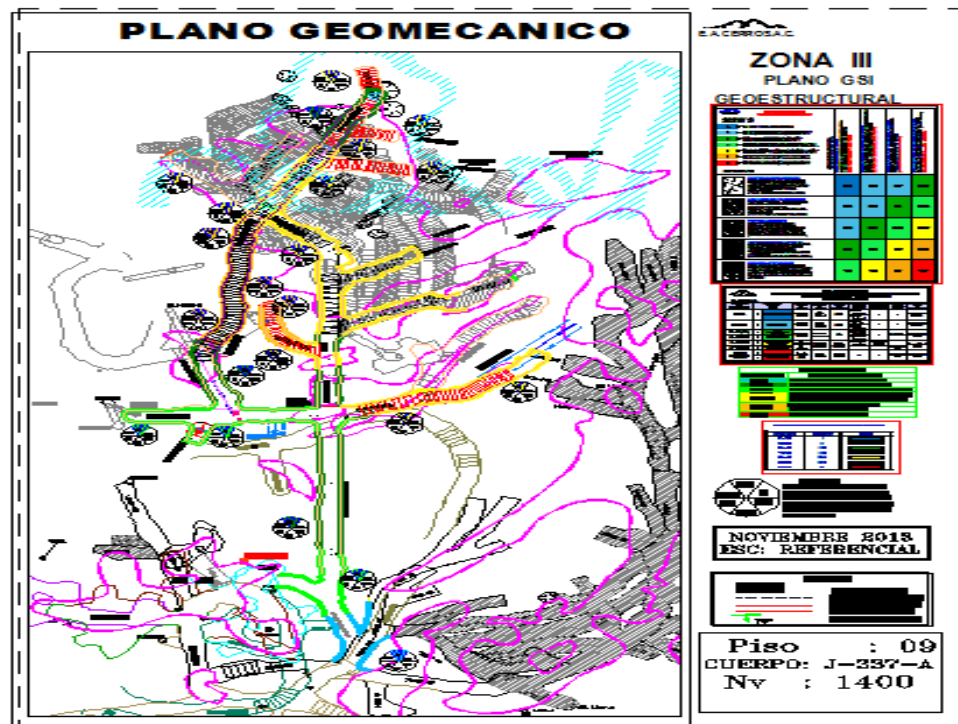


Figura 35. Plano geomecánica J337-A Nv_1400
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

3.1.3.1. Análisis de estabilidad

Para evaluar el comportamiento de la estabilidad del proyecto de minado por taladros largos del cuerpo J337A, se desarrolló el análisis de esfuerzos/deformación aplicando el software PHASE2. Para cuyo efecto se procedió a la asignación de las propiedades geomecánicas los cuales fueron calculados a partir de la caracterización Geomecánica del macizo rocoso, mineral en piritita y del relleno hidráulico proporción 1/6 para el (Input Data).

The screenshot shows the 'Define Material Properties' dialog box for material 'Caliza'. The 'Name' field is set to 'Caliza' and the 'Material Colour' is a light blue. The 'Initial Element Loading' is 'Field Stress & Body Force' and the 'Unit Weight (MN/m3)' is 0.026. Under 'Elastic Properties', the 'Elastic Type' is 'Isotropic'. The 'Young's Modulus (MPa)' is 207.3 and 'Poisson's Ratio' is 0.32. The 'E1 (MPa)', 'E2 (MPa)', and 'Ez (MPa)' are all 20000. The 'v12', 'v1z', and 'v2z' are all 0.2. Under 'Strength Parameters', the 'Failure Criterion' is 'Generalized Hoek-Brown' and 'Material Type' is 'Elastic'. The 'Intact Comp. Strength (MPa)' is 35. The 'Dilation Parameter' is 0. The 'mb Parameter (peak)' is 0.516894, 'mb Parameter (resid)' is 1. The 's Parameter (peak)' is 0.000273, 's Parameter (resid)' is 0.001. The 'a Parameter (peak)' is 0.514908, 'a Parameter (resid)' is 0.5. There are checkboxes for 'Stage Properties', 'Datum Dependent', and 'Unsaturated Shear Strength'. The 'Unsaturated Shear Strength' section has 'Phi b' set to 0 and 'Air Entry (MPa)' set to 0. At the bottom, there are buttons for 'Copy To...', 'Show only properties used in model', 'OK', and 'Cancel'.

Figura 36. Asignación de propiedades geomecánicas 01
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

The screenshot shows the 'Define Material Properties' dialog box for material 'Mineral'. The 'Name' field is set to 'Mineral' and the 'Material Colour' is a magenta. The 'Initial Element Loading' is 'Field Stress & Body Force' and the 'Unit Weight (MN/m3)' is 0.037. Under 'Elastic Properties', the 'Elastic Type' is 'Isotropic'. The 'Young's Modulus (MPa)' is 207.3 and 'Poisson's Ratio' is 0.32. The 'E1 (MPa)', 'E2 (MPa)', and 'Ez (MPa)' are all 20000. The 'v12', 'v1z', and 'v2z' are all 0.2. Under 'Strength Parameters', the 'Failure Criterion' is 'Generalized Hoek-Brown' and 'Material Type' is 'Elastic'. The 'Intact Comp. Strength (MPa)' is 25. The 'Dilation Parameter' is 0. The 'mb Parameter (peak)' is 0.574326, 'mb Parameter (resid)' is 1. The 's Parameter (peak)' is 0.000273, 's Parameter (resid)' is 0.001. The 'a Parameter (peak)' is 0.514908, 'a Parameter (resid)' is 0.5. There are checkboxes for 'Stage Properties', 'Datum Dependent', and 'Unsaturated Shear Strength'. The 'Unsaturated Shear Strength' section has 'Phi b' set to 0 and 'Air Entry (MPa)' set to 0. At the bottom, there are buttons for 'Copy To...', 'Show only properties used in model', 'OK', and 'Cancel'.

Figura 37. Asignación de propiedades geomecánicas 02
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

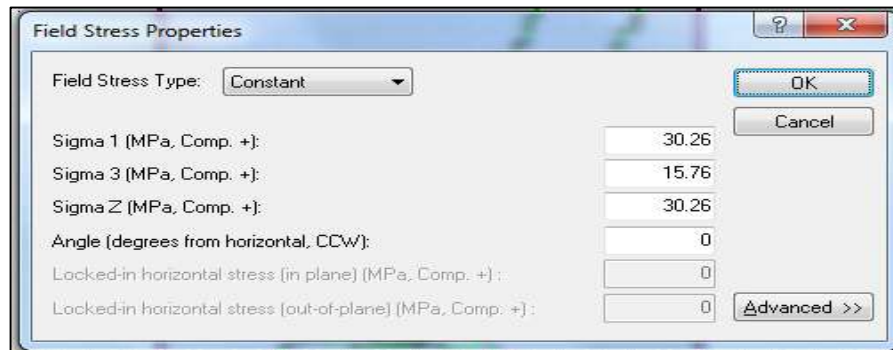


Figura 38. Asignación de propiedades geomecánicas 03
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

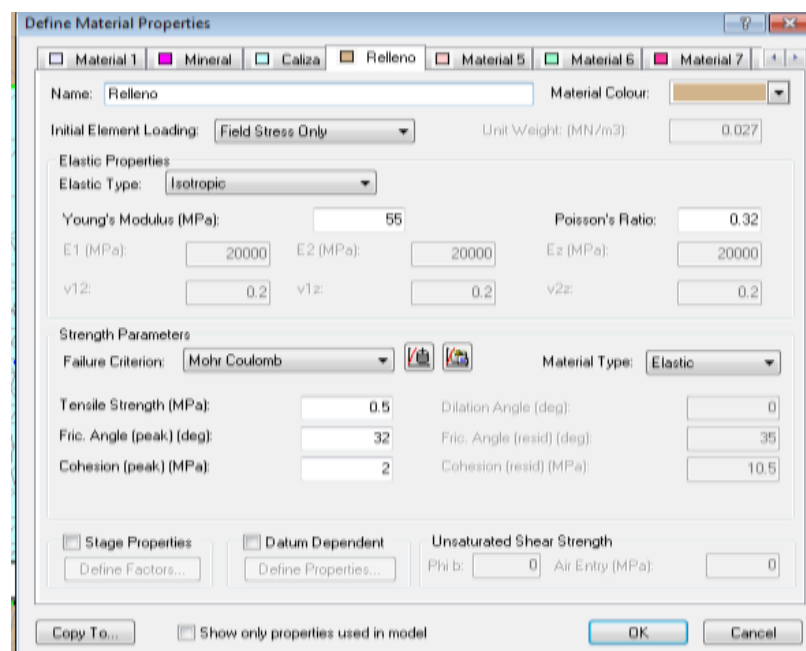


Figura 39. Propiedades del Relleno Hidráulico cementado
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

Tipo de material	Mezcla	Densidad (Tn/m ³)	Densidad (KN/m ³)	Angulo Friccion (°)	Cohesión (MPa)	Mod. Young (MPa)	Relación de Poisson
Relleno cementado	1 : 6	2	0.020	30	2	1200	0.27
	1 : 30	2	0.020	25	0.250	400	0.30
R/H	-	1.8	0.018	20	0.015	55	0.32
Unich	-	2	0.020	25	0.025	300	0.30

Figura 40. Proporción del Relleno Hidráulico.
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

3.1.3.2. Secuencia de minado

Asumiendo que la explotación se realizará de manera alternada, una vez excavado los paneles primarios se procederá al relleno con la proporción 1/10 de RHC obtenemos los siguientes resultados:

- **Etapa 1:** Considerando un pilar de separación de 6 m. entre las columnas para una altura de banco de 8 m. El factor de Seguridad mostrado en el SN 14365 NE es de $1.58 > 1$ estable, similar condición se presenta en el PA 14852 NE con un $F.S$ de $1.89 > 1$ estable. Condiciones Iniciales.

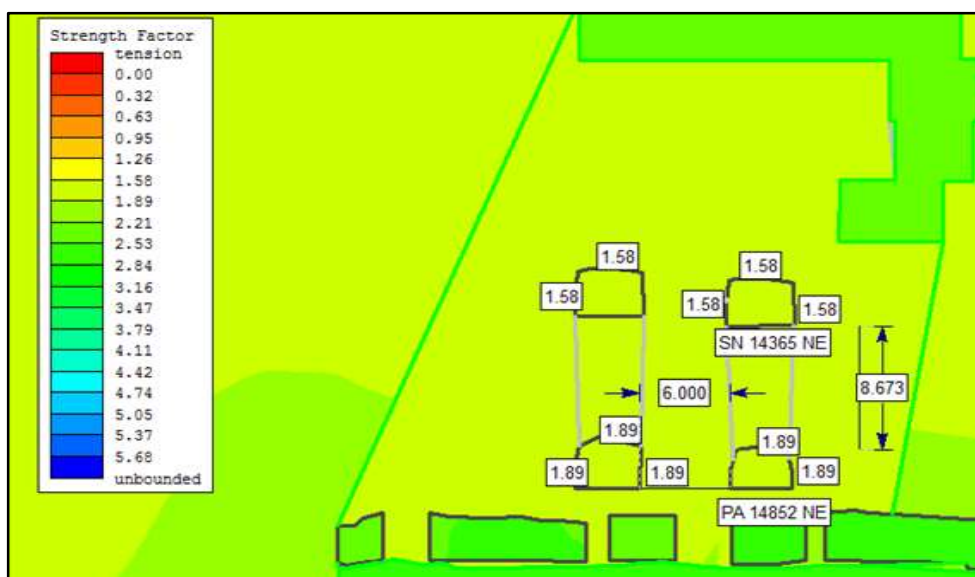


Figura 41. Secuencia de Minado Etapa 01
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

- **Etapa 2:** Al iniciar en Panel del PA 14852 NE que se encuentra en el piso inferior se visualiza que el $F.S$ disminuye a 0.95 en el techo proyectando una condición de inestabilidad. (Debido a esfuerzos inducidos remanentes de labores adyacentes).

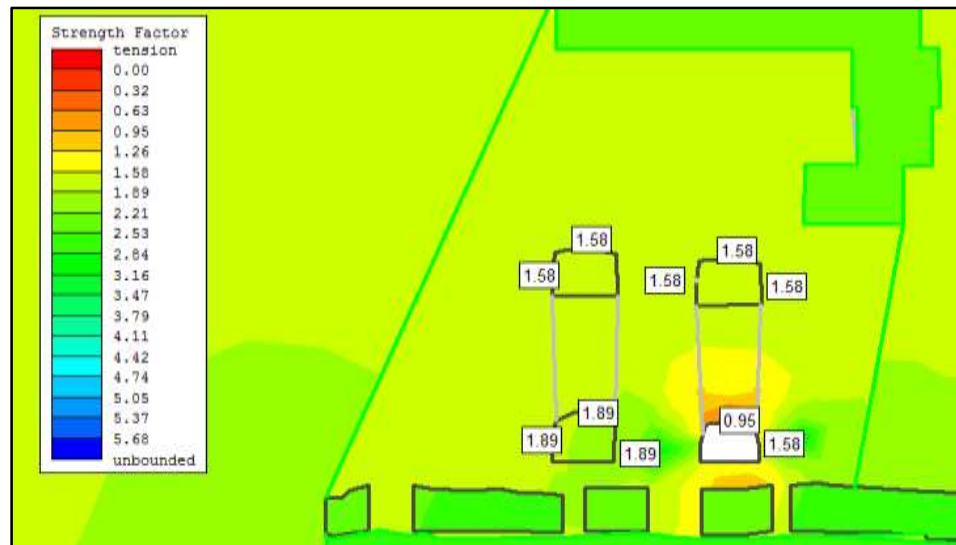


Figura 42. Secuencia de Minado Etapa 02
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

- ***Etapa 3:*** Al proyectar el sostenimiento en el panel PA 14852 NE se visualiza un aumento considerable del F.S, aumenta a $1.58 > 1$ estable.

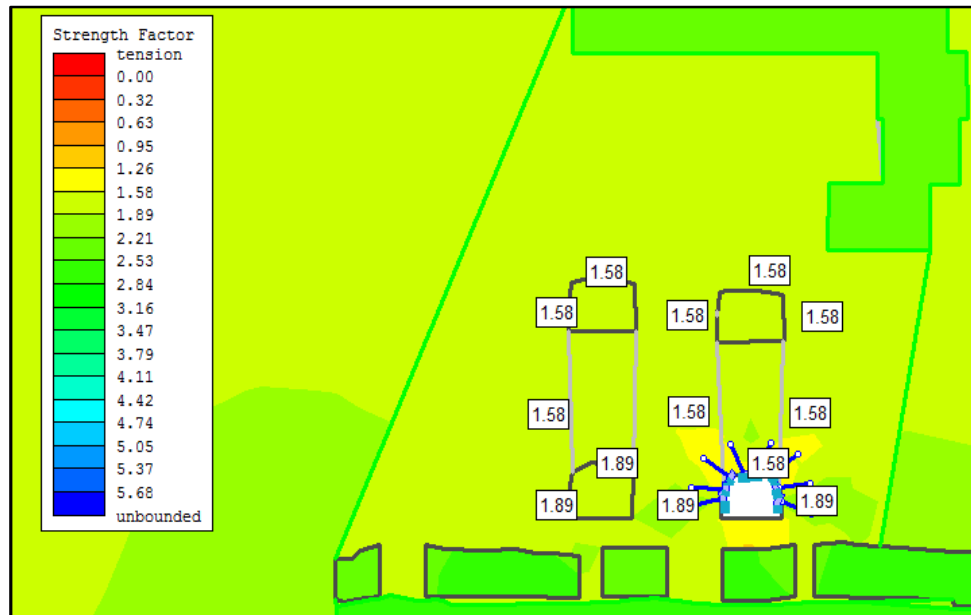


Figura 43. Secuencia de Minado Etapa 03
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

- ***Etapa 4:*** Al realizar la apertura y excavación del SN 14365 NE ubicado en la parte superior observamos que el F.S es de $0.95 < 1$ inestable.

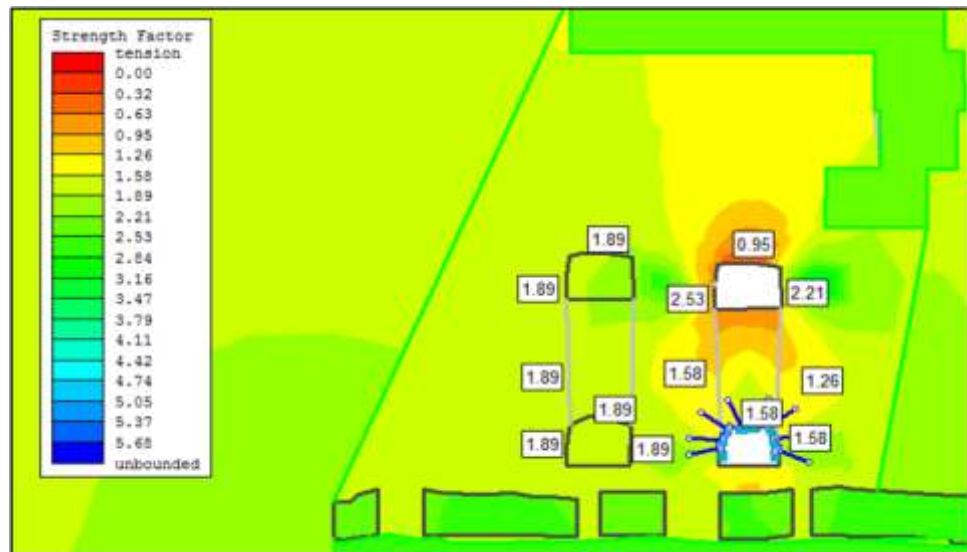


Figura 44. Secuencia de Minado Etapa 04
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

- **Etapa 5:** Al incorporar sostenimiento combinado compuesto por shotcrete, pernos y malla el F.S incrementa a $1.26 > 1$ manteniendo la estabilidad.

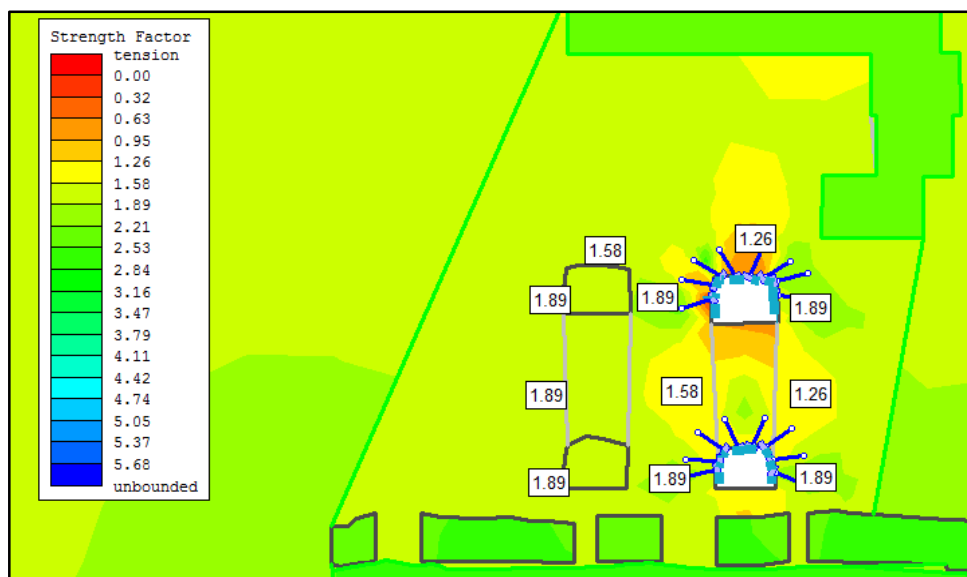


Figura 45. Secuencia de Minado Etapa 05
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

- **Etapa 6:** Al realizar la explotación de los taladros largos “Slot” observamos que se genera inestabilidad en la columna explotada, con *F.S* de 0.63 y 0.95 respectivamente (Tanto en la parte superior como en la inferior), observamos además que las paredes o cajas podrían sufrir deterioros y colapso. Condición que nos indica tomar en cuenta el tiempo de exposición de las columnas explotadas y la importancia de acelerar la limpieza del mineral arrancado con Scooptram a control remoto.

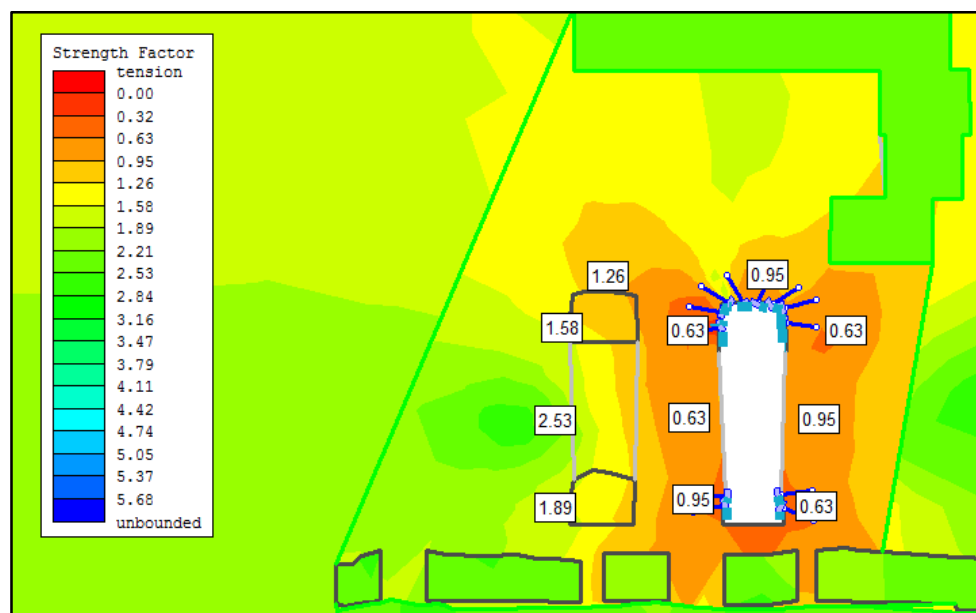


Figura 46. Secuencia de Minado Etapa 06.
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

- **Etapa 7:** Considerando que luego de que se haya realizado la explotación y limpieza de la primera columna y se proceda a rellenar con relleno hidráulico cementado en proporción 1/10 con fines de conseguir una *R^c* de 0.4 Mpa y mejorar las condiciones de estabilidad del área explotada, el *F.S* se incrementa a 1.89.

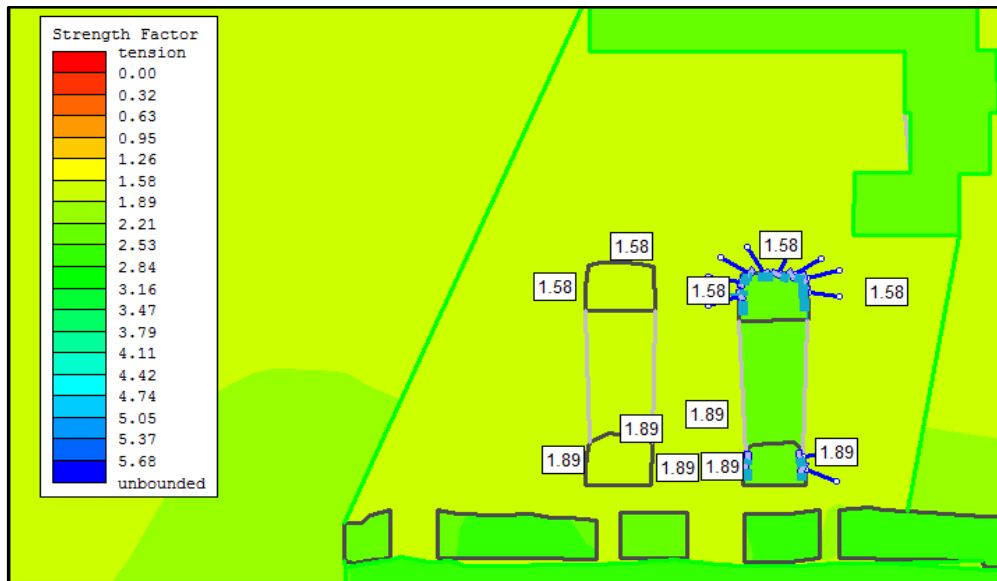


Figura 47. Secuencia de Minado Etapa 07.
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

- **Etapa 8:** Al aperturar la siguiente excavación del piso inferior (preparación de la segunda columna) considerando un pilar de separación de 6m. el $F.S$ en el techo de la excavación es de 0.95 inestable.

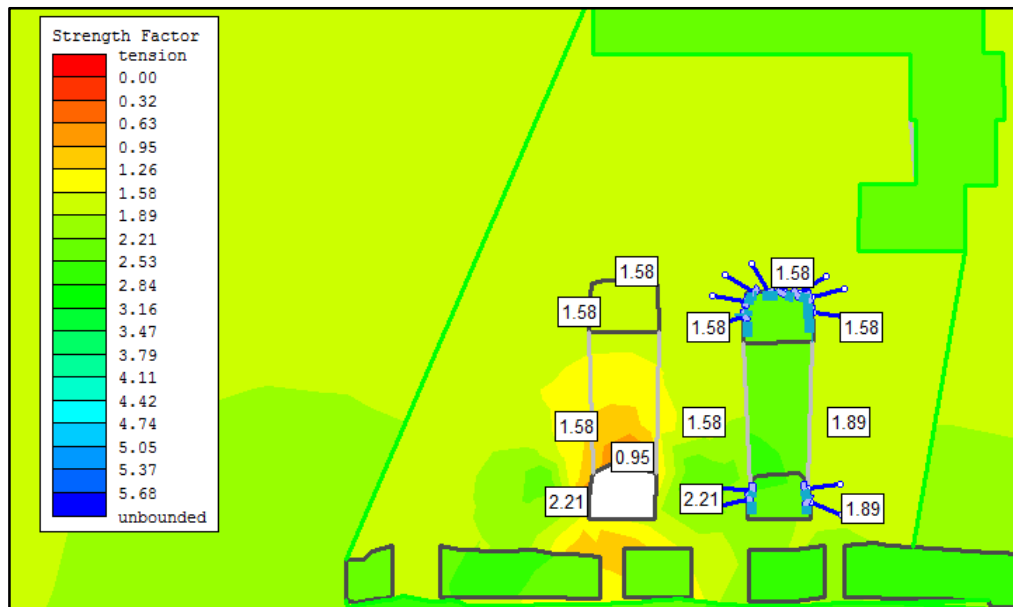


Figura 48. Secuencia de Minado Etapa 08
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

- **Etapa 9:** Al incorporar sostenimiento a la labor se observa que el *F.S* se incrementa a $1.26 > 1$ estable.

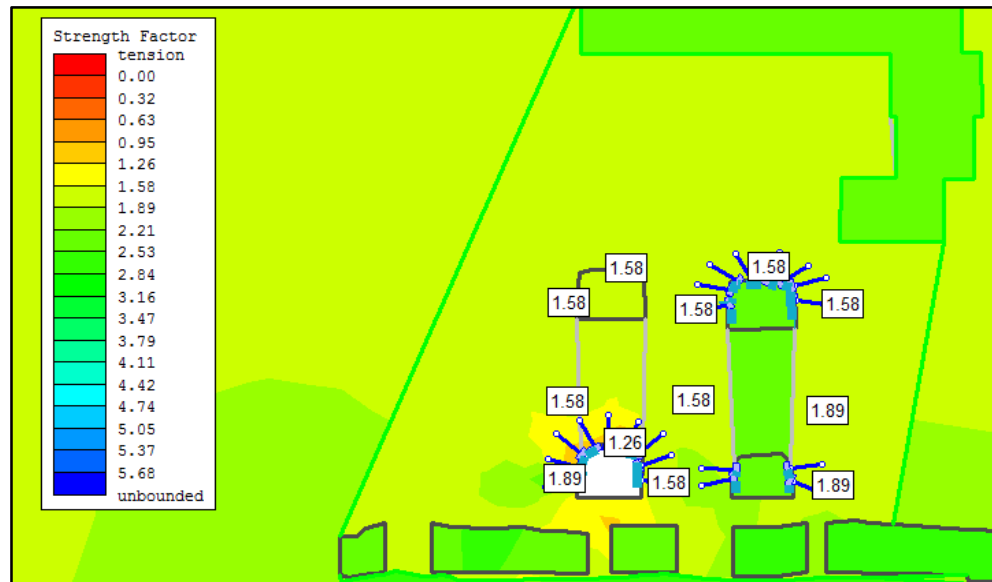


Figura 49. Secuencia de Minado Etapa 09
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

- **Etapa 10:** Al aperturar la excavación del piso superior (Cabeza) se observa que el techo se encuentra en condición *inestable* con un *F.S* de $0.63 < 1$

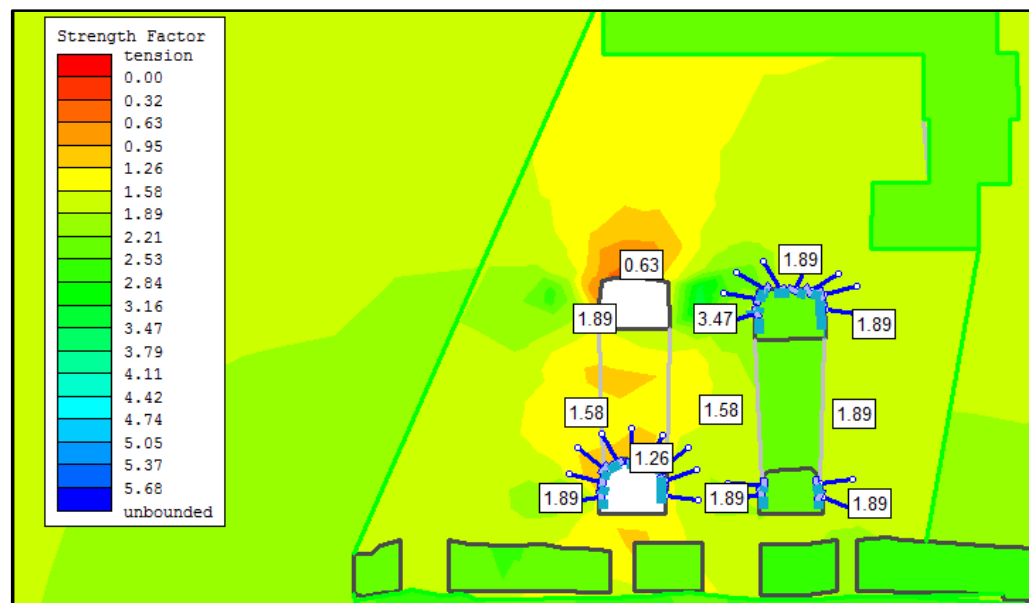


Figura 50. Secuencia de Minado Etapa 10
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

- **Etapa 11:** Luego al incorporar sostenimiento combinado compuesto por malla/pernos y shotcrete se logra conseguir el equilibrio límite, el FS incrementa a $1.26 > 1$ estabilizándose la labor.

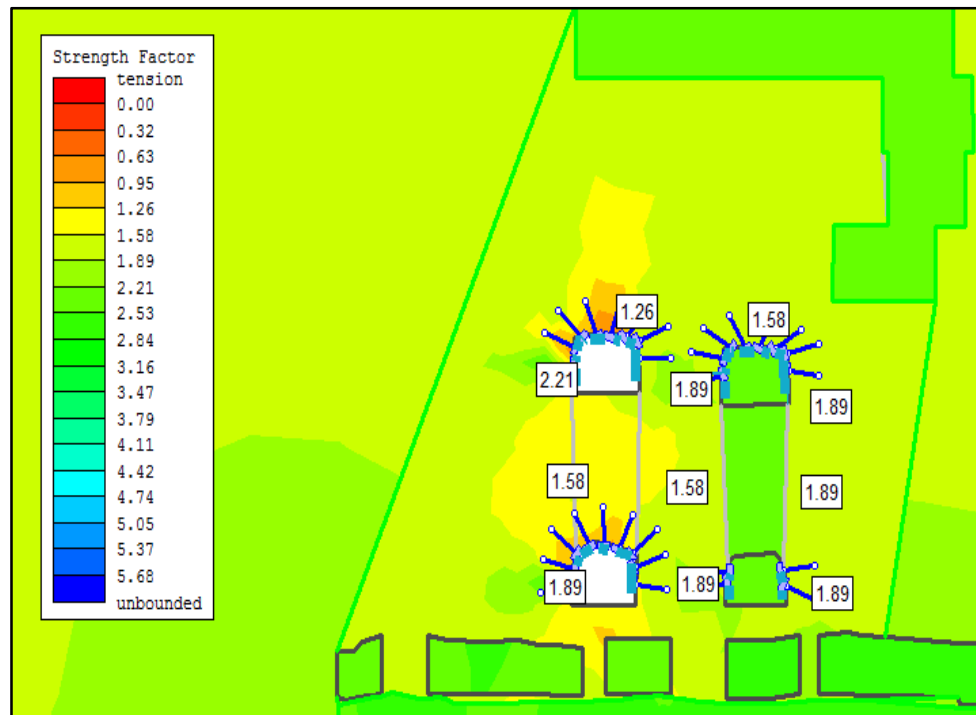


Figura 51. Secuencia de Minado Etapa 11
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

- **Etapa 12:** Cuando se realiza el minado de la segunda columna se puede ver que las paredes de la columna se encuentran inestable con FS de $0.63 < 1$. Condición que nos indica el tiempo de exposición limitado y se debe priorizar la limpieza del mineral arrancado con equipo a control remoto.

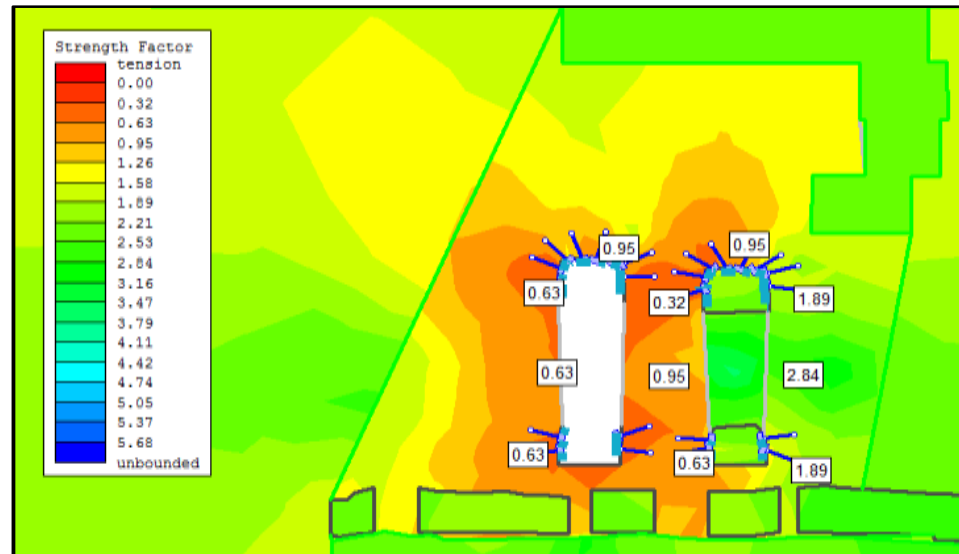


Figura 52. Secuencia de Minado Etapa 12
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

- **Etapa 13:** Continuando el ciclo de explotación al rellenar la columna con RH 1/10 el *F.S* de 1.89 en paredes y 1.58 en el techo, las condiciones de estabilidad del área explotada se mantienen estable.

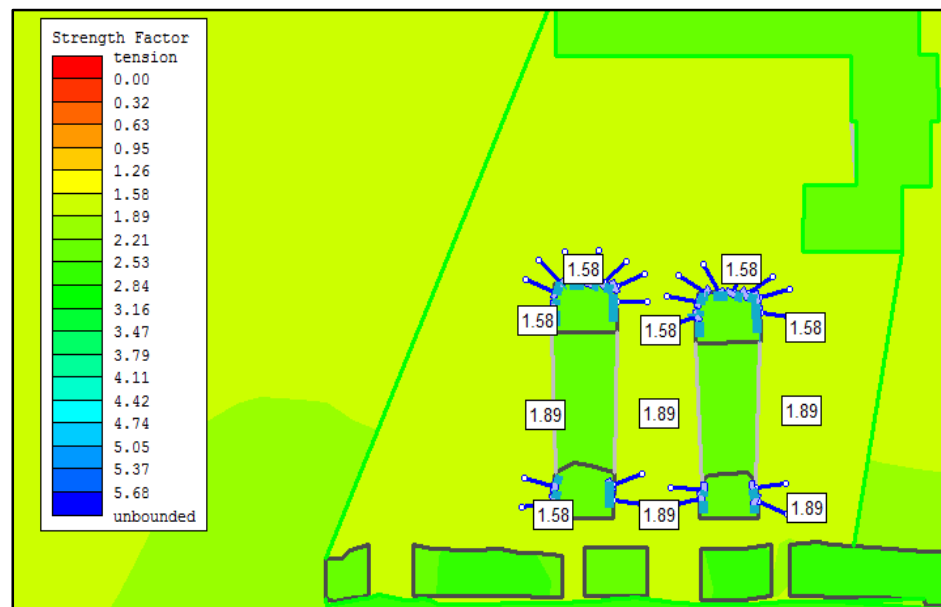


Figura 53. Secuencia de Minado Etapa 13
(Fuente: Área de Geomecánica Mina, EA Cerro SAC)

Se puede observar que desarrollando adecuadamente el secuenciamiento de minado y respetando el tiempo de autoaporte y el tiempo oportuno del relleno 1/10 se puede realizar la explotación por la variante del sls y evitar inestabilidad asociado principalmente al factor influyente que es la presencia de agua, reduciendo significativamente el tiempo de autoaporte y exposición de las excavaciones abiertas.

3.1.3.3. Simulación radio hidraulico - dimensionamiento

Tabla 8.
Análisis para determinar el Radio Hidraulico

	Altura	Largo	Área	Perímetro	Radio Hidraulico
Superficie	m	m	m	m	m
Opción 1	16	5	80	42	1.9
Opción 2	16	7	112	46	2.4
Opción 3	16	10	160	52	3.1
Opción 4	16	15	240	62	3.9
Opción 5	16	20	320	72	4.4

(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

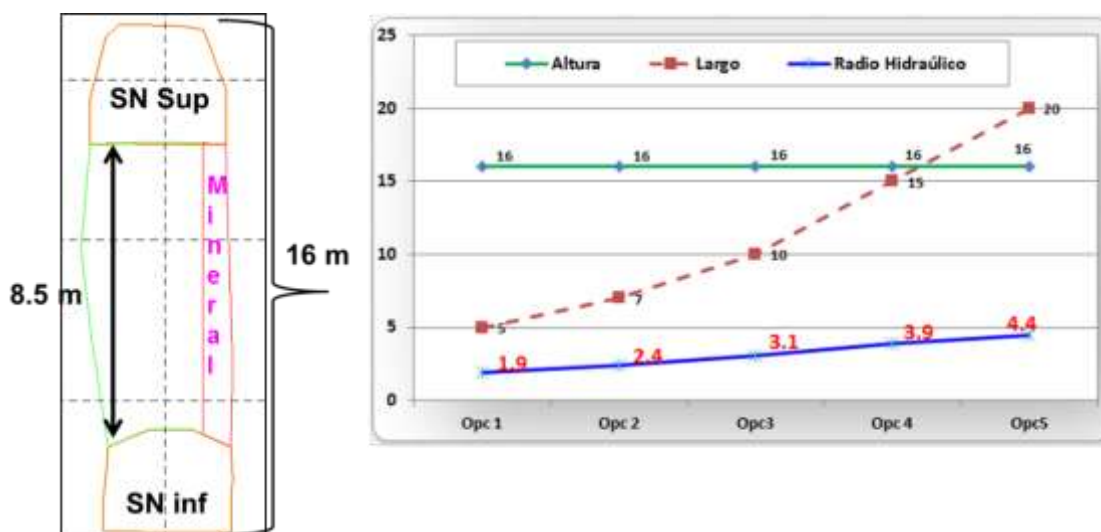


Figura 54. Simulación del cálculo de Radio hidráulico.
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

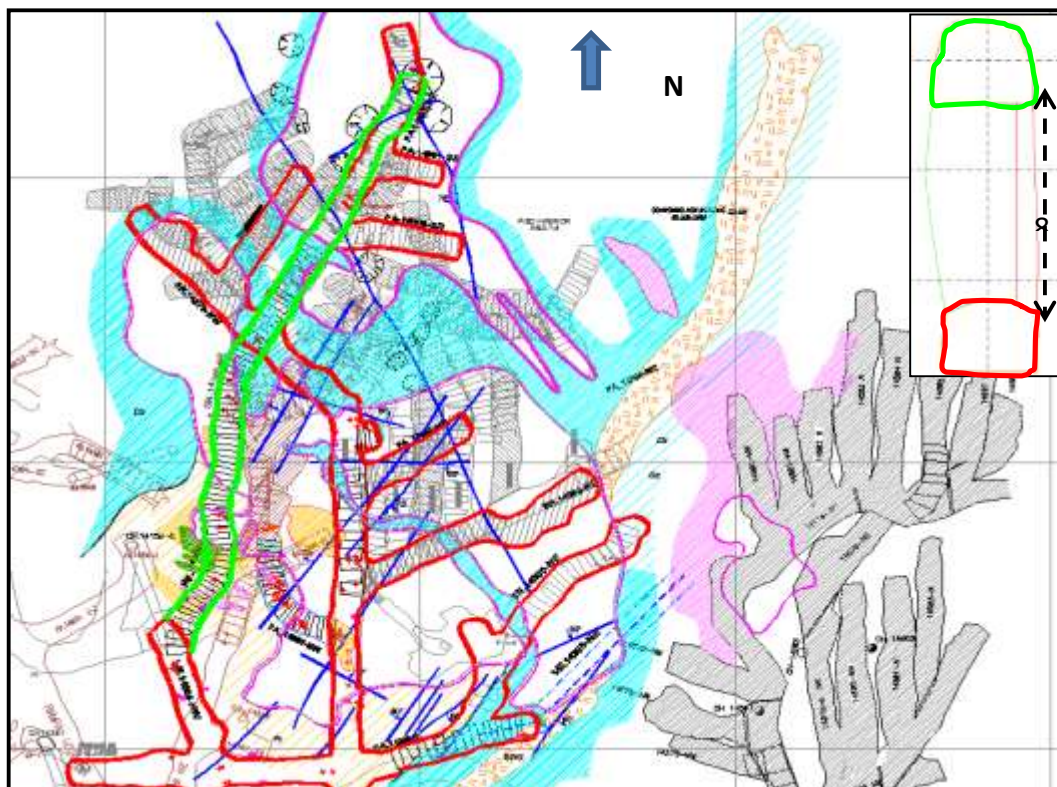


Figura 55. Vista en planta del cuerpo J337-A NV 1400
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

Para realizar los trabajos de explotación por taladros largos del cuerpo J337 A se realizó las siguientes recomendaciones:

- Por las características Geomecánicas de la roca encajonante y la mineralización en roca Tipo IV A con RMR 31, asociado a filtraciones de agua como principal factor influyente, se debe captar los puntos de ingreso de agua con la finalidad de evitar la desestabilización de la roca circundante y garantizar la explotación del mineral por el método planteado.
- Completar el refuerzo oportuno con columnas circulares, “Arcos Noruegos” con espaciamiento de 0.90 m. en los últimos 25 metros del SN 14365 NE piso 13 (Techo de explotación).

- Para conseguir el equilibrio límite de estabilidad global recomendado (0.4 Mpa) e incrementar el Factor de Seguridad a 1.1, las columnas explotadas deben ser rellenadas con R/HC 1/10 inmediatamente se concluya la limpieza del mineral arrancado.
- Dar celeridad al minado integral del cuerpo J337A Nivel 1400.

3.1.4. Condiciones para la aplicación del minado

La información Geológica es de primera importancia para el contorneo preciso de los cuerpos mineralizados, esta información es obtenida mediante las perforaciones diamantinas principales.

Los testigos de estas perforaciones, proporcionan información sobre la geometría de los cuerpos mineralizados, calidad de mineral, tonelajes de mineral. Adicionalmente muestran información para los fines de Geomecánica tales como: datos de Fracturamiento ubicación y orientación de estructuras geológicas como fallas, contactos, alteraciones, calidad del macizo rocoso que permitirá obtener datos de resistencia de los mismos, en general proporciona información valiosa para identificar problemas potenciales que podrían afectar la viabilidad del proyecto y la correcta toma de decisiones.

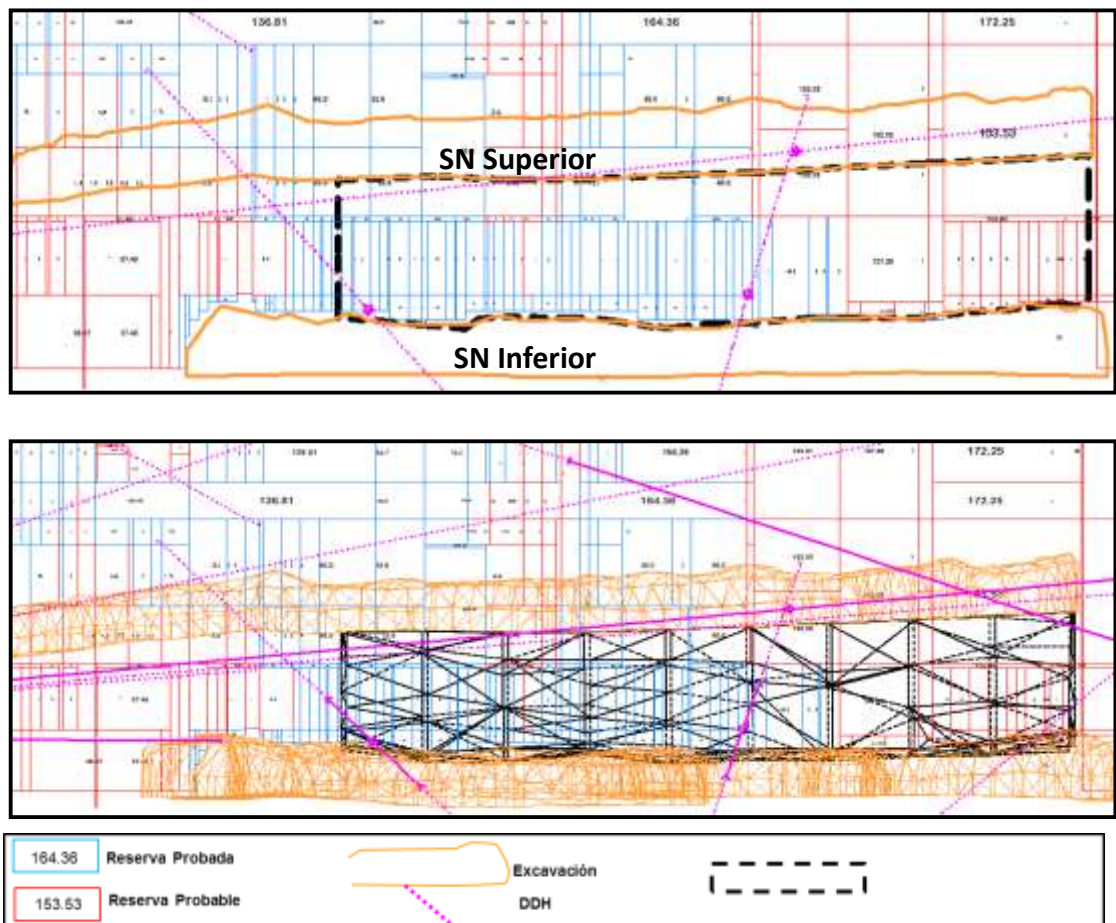


Figura 56. Certeza de la información (Modelo Económico),
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

3.2. DISEÑO DEL METODO DE MINADO POR CRA CON TALADROS

LARGOS.

3.2.1. Secuencia de minado

La explotación del cuerpo consistirá:

- *Chimenea cara libre o slot;* Antes de comenzar con la voladura masiva, se realizará una chimenea VCR al fondo del panel.
- *Perforación;* Se realiza en forma negativa, con el Equipo Raptor de taladros largos de 8,5 m de profundidad y un diámetro de 5.0 pulgadas.

- *Voladura*; Se utilizará como agente explosivo cartuchos de Emulsión con un factor de potencia de 0.198 kg/TM, disparando 3 filas de 3 taladros cada fila como mínimo por tanda de voladura, retirando los cuadros de madera en el subnivel inferior.
- *Limpieza*; Se realizó con Scooptrams de 4.2 Yd3 a control remoto, estos equipos garantizan una mínima exposición del personal en áreas de alto riesgo.
- *Relleno*; El Relleno que se utiliza en los paneles primarios es relleno hidráulico cementado, y para los paneles secundarios es relleno hidráulico sin cemento o relleno detrítico producto del desarrollo y preparación de otras áreas.
- *Acarreo*; El acarreo se realiza con Scooptrams de 4.2 Yd3 desde el subnivel hasta la cámara de acumulación del nivel 1400.
- *Sistema de extracción*; La extracción de mineral de la mina a superficie se realizó por el Nv. 1400 por medio de volquetes de 15 y 20 m3 de capacidad.

3.2.2 Descripción del método

3.2.1.1. Preparación de accesos

Para iniciar la explotación previamente se debe realizar:

- la preparación del cuerpo que consiste en el sub nivel principal superior e inferior.
- Sostenimiento con Arcos Noruegos separados 0,90 m, en los últimos 25m de avance del nivel superior.
-

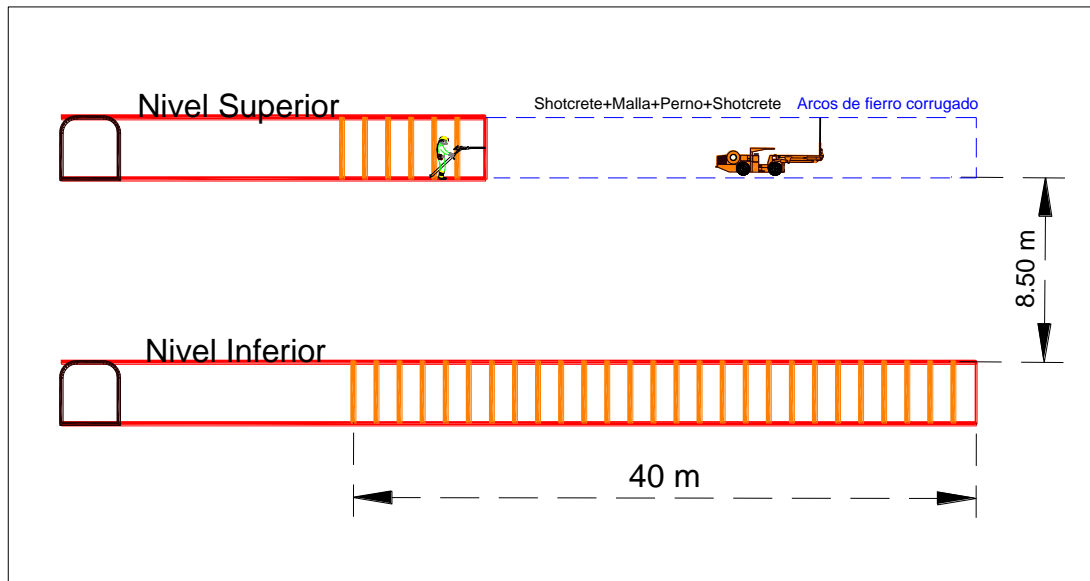


Figura 57. Sostenimiento con Arcos Noruegos
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

- Una vez concluida la preparación previamente sostenida según el estándar establecido se inicia la perforación de taladros largos.

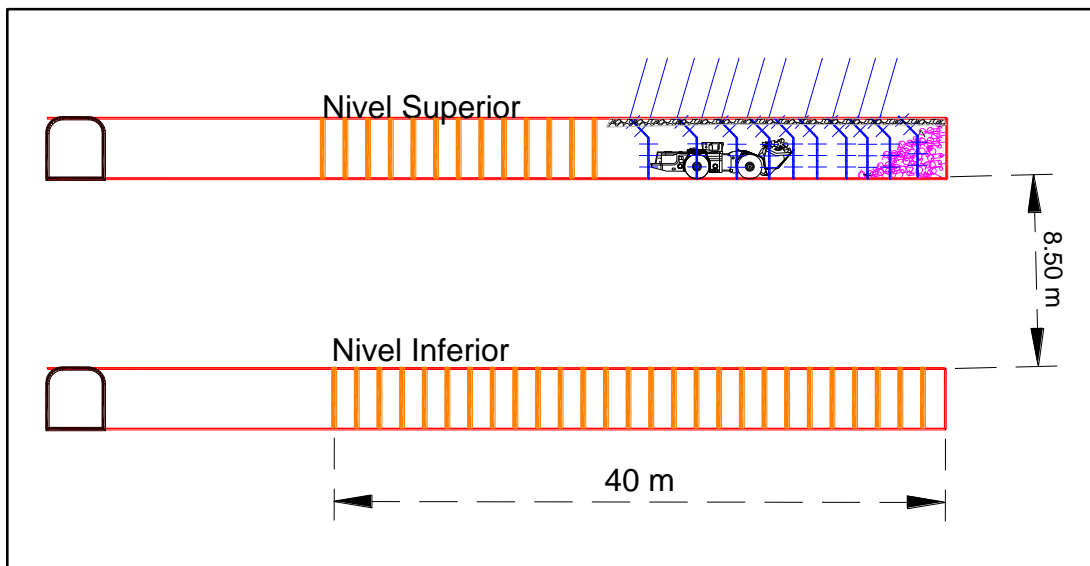


Figura 58. Preparación de la labor
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

3.2.1.2. Sostenimiento de paneles en preparación

Para darle velocidad en la preparación de los paneles de producción, la empresa cuenta con equipos de última generación en el sostenimiento con pernos y shotcrete a control remoto, la cual mejoró la velocidad en los ciclos de operación. (Ver figura).



Figura 59. Robot Alfa 20, equipo mecanizado utilizado para sostenimiento
(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

El equipo ALFA 20 es un brazo de proyección de última generación, que ha sido desarrollado con la última tecnología de control remoto para la industria. Tiene 8 grados de libertad y permite al operario manipular la proyección en varios modos desde manual o semiautomático dentro de las áreas seleccionadas del túnel. El Mixer es un equipo pesado que sirve para el traslado de la mezcla hacia la labor. (Anexo 8)



Figura 60. Mixer de 3m³ de capacidad
(Fuente: operación Mina EA Cerro SAC)

3.2.1.3. Perforación de taladros largos

La perforación con un equipo DTH eléctrico, con un diámetro de broca de 5 pulgadas.



Figura 61. Perforación con Equipo Raptor
(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

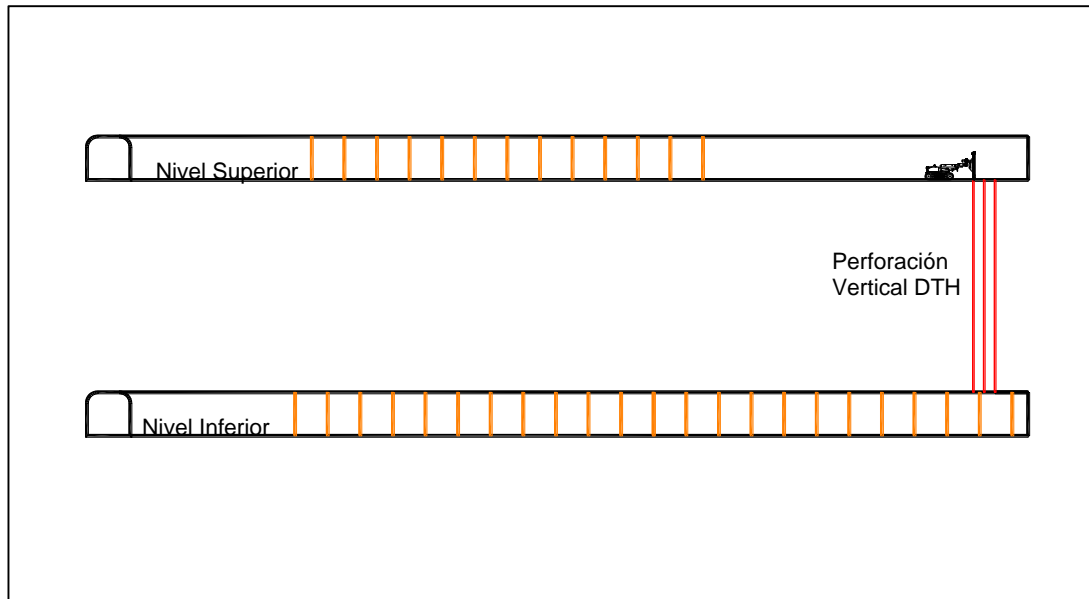


Figura 62. Perforación de Chimenea (slot)
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

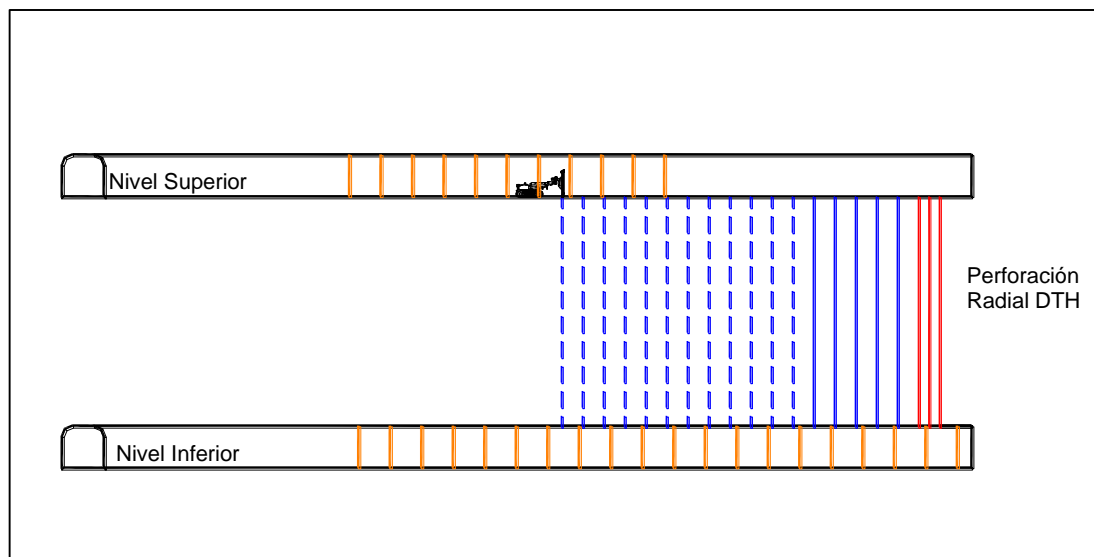


Figura 63. Perforación de Producción (Taladros Largos)
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

3.2.1.4. Diseño de malla de perforación

- La malla tendrá un diseño de 1.50x1.50, el block tiene una longitud de 37.50 mts. Y se harán voladuras en tramos de aproximadamente 5.0 m, dependiendo de los resultados obtenidos. Se genera una malla de perforación en AUTO-CAD, dentro de la topografía actualizada calculando el spacing y burden de acuerdo a los parámetros de diseño.

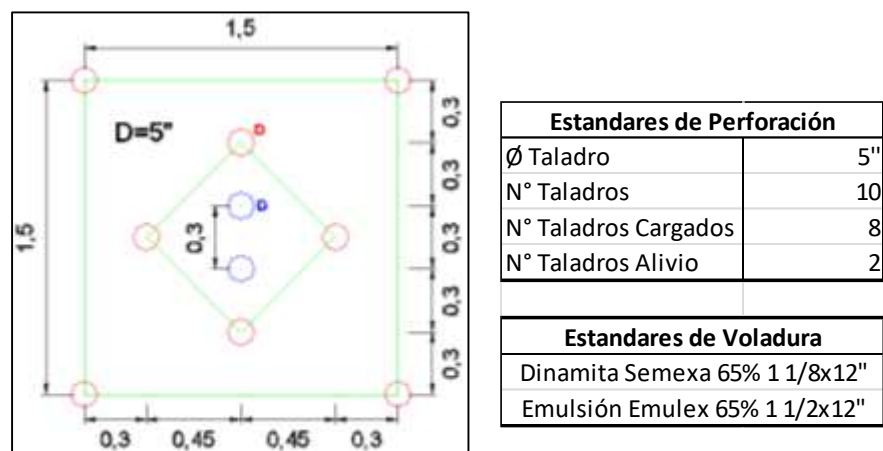


Figura 64. Diseño de malla del Slot
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

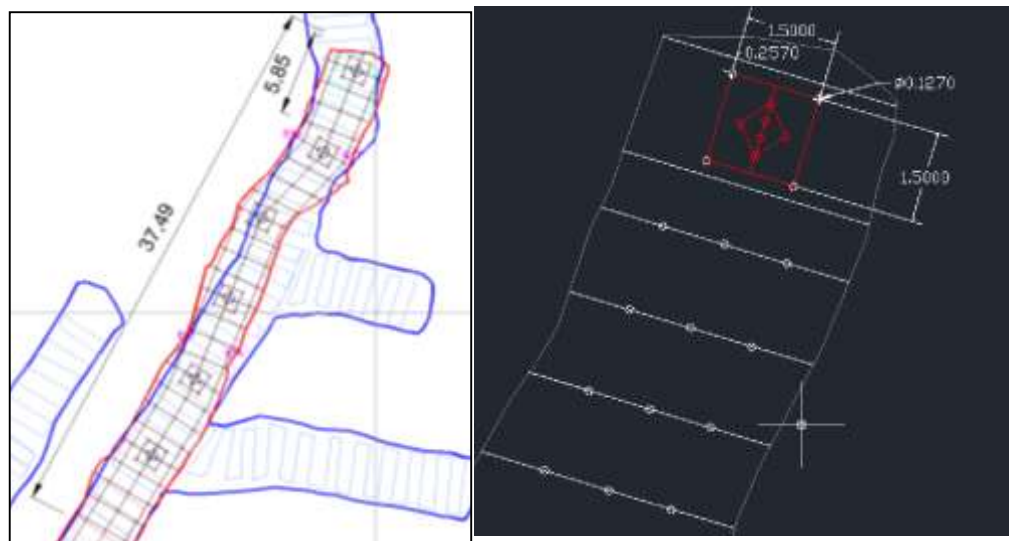


Figura 65. Diseño de malla de Perforación del panel
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

Tabla 9.
Tiempos de Perforación

PERFORACION		
Criterios	Calculo	Und.
Long. taladros	8.5	m
Taladros x Slot	10	Und.
Taladros x producción	11	Und.
Total, Taladros	21	Und.
Longitud Total	178.5	m
Rendimientos DTH	25.5	m/gda
Guardias x día	2	gda/día.
Tiempo de perforación	3.5	días

(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

Tabla 10.
Estimación de la Producción

PRODUCCIÓN		
Criterios	Calculo	Und.
Long. Sub-Block	5.85	m
Altura promedio	8.5	m.
Ancho promedio	4	m
Volumen Sub- Block	198.9	m ³
Densidad de mineral	3.73	Tn/m ³
Producción Sub- Block	741.897	Tn
Volumen Total Block	1275	Tn/m ³ .
Producción Total Block	4755.75	Tn

(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

- La ubicación de la siguiente chimenea para cara libre, dependerá de las evaluaciones en cada fila volada. En esta perforación de taladros largos según la malla establecida se perfora la cara libre o slot conjuntamente con los taladros de producción.

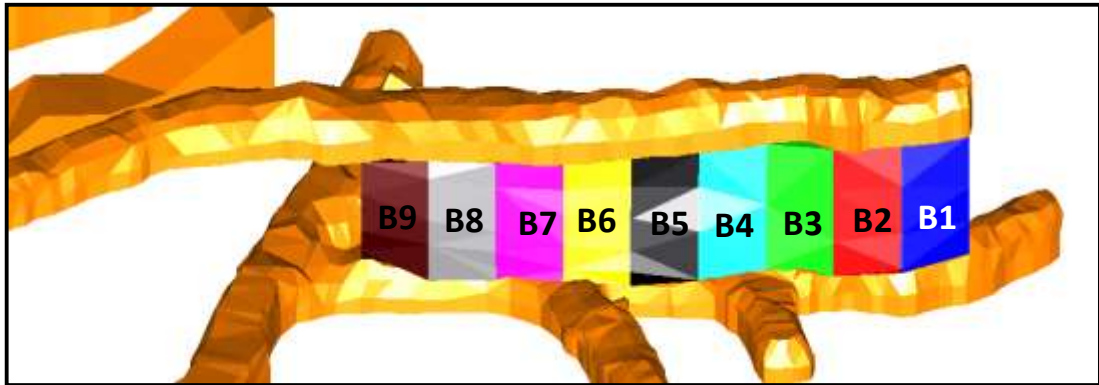


Figura 67. Sub-block de mineral a explorar cada 5 metros
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

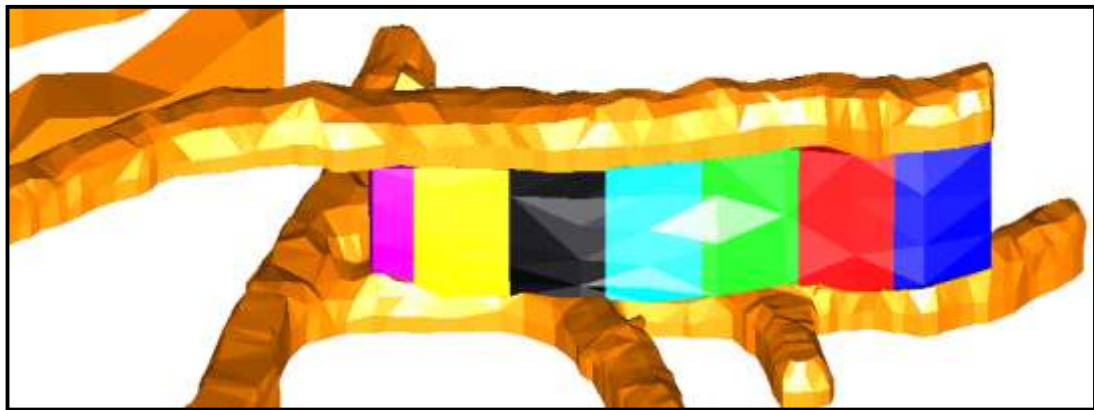


Figura 68. Sub-block de Mineral a Explotar cada 10 metros
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

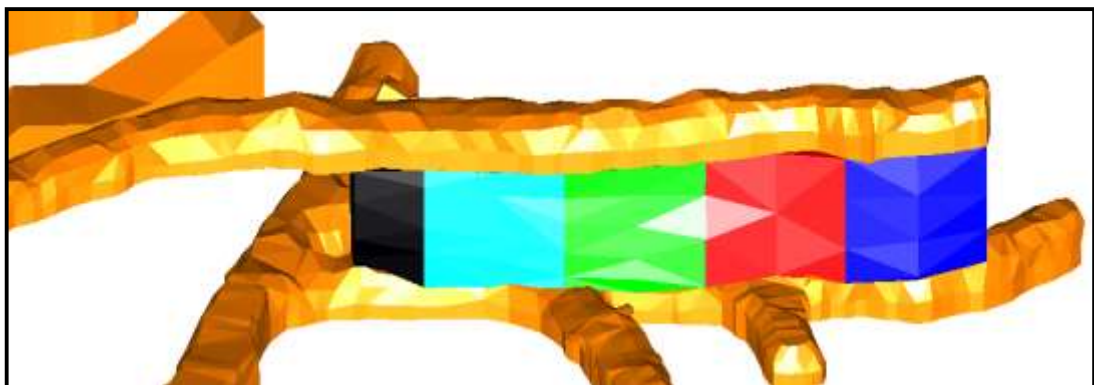


Figura 69. Sub-Block de Mineral a Explotar cada 15 metros
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

3.2.1.5. Voladura de Taladros Largos

- La voladura se realizará con dinamita SEMEXA 65% de 1 1/8x12” como cebo y emulsión EMULEX 65% de 1 1/2x12” como carga explosiva.
- Para el carguío se hará uso de tubos de PVC de 2” de diámetro los cuales se introducirán en los taladros perforados para luego ser cargados con los explosivos. La voladura de la cara libre se hará con el método “VCR”.
- Antes de realizar la voladura se retirarán los cuadros y/o cimbras del nivel inferior. Operaciones Mina utilizó el procedimiento para el retiro de cuadros y/o cimbras del nivel inferior.

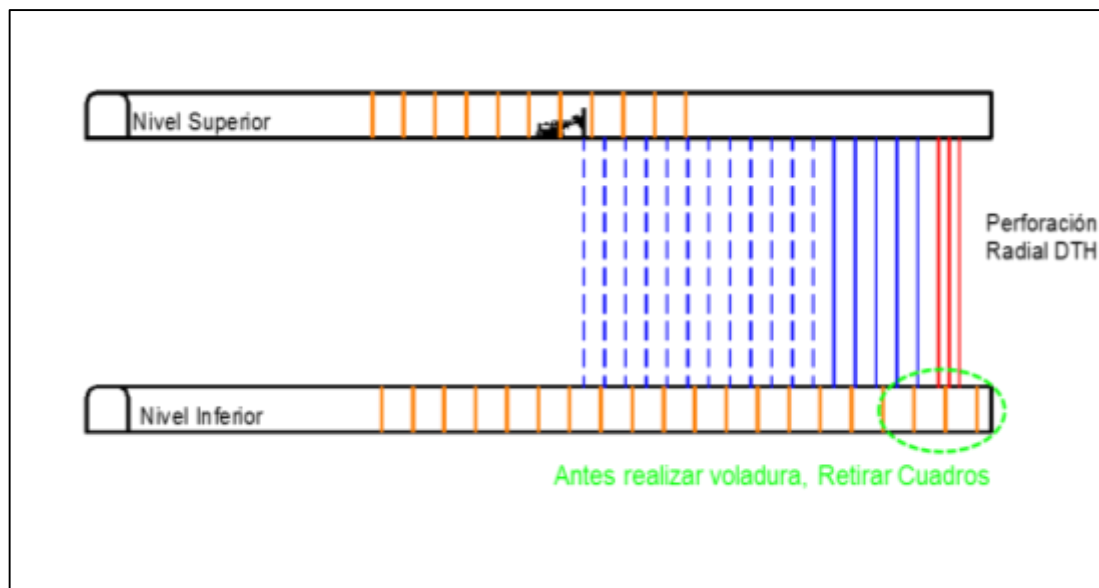


Figura 70. Retiro e cuadros de madera según procedimiento
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

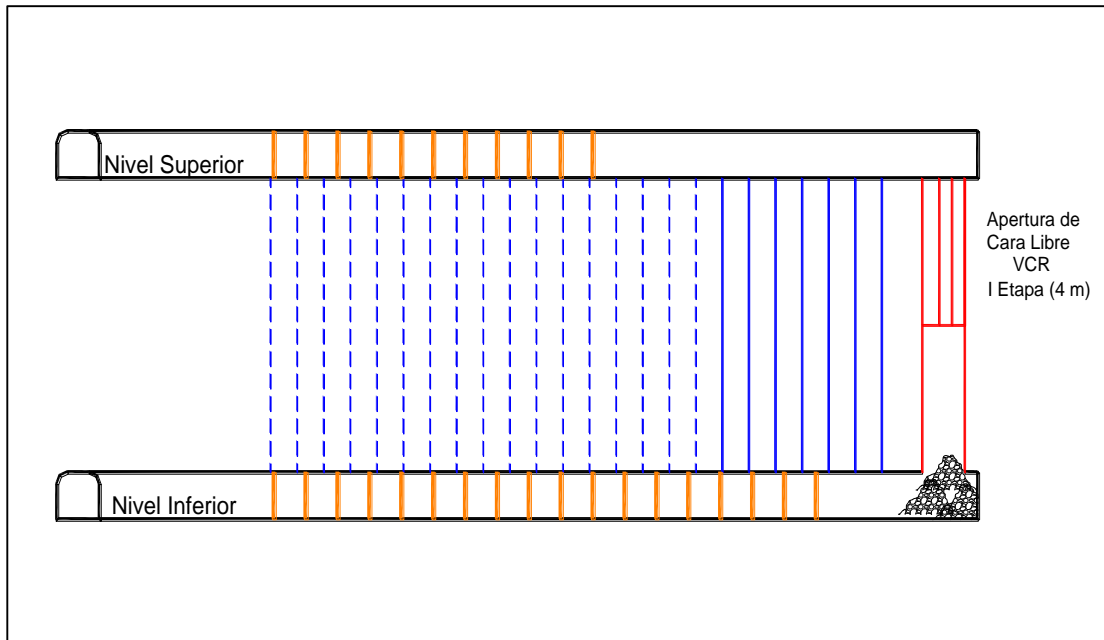


Figura 71. Abertura de Cara libre VCR – etapa 1
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

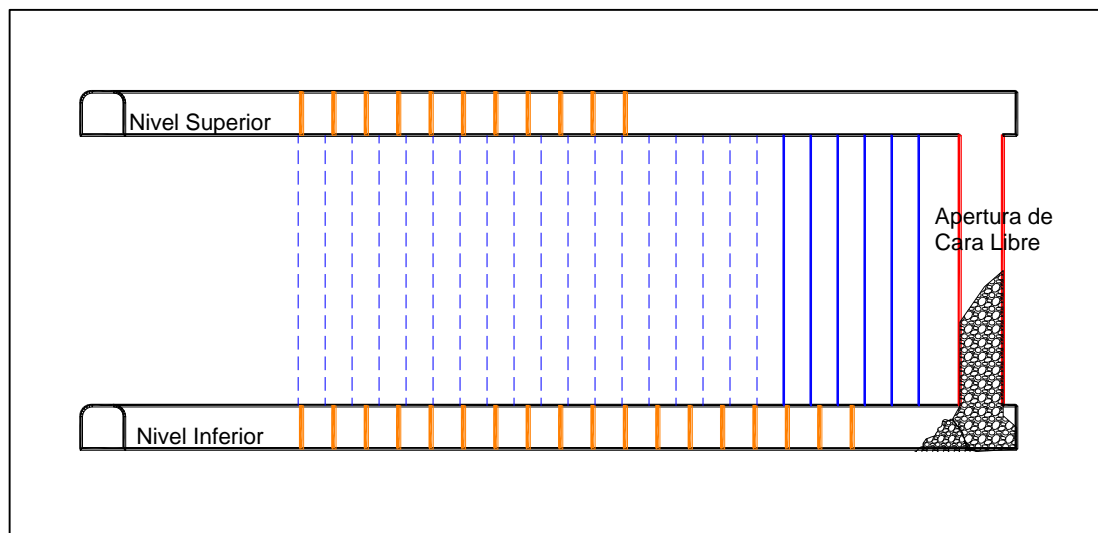


Figura 72. Abertura de Cara libre VCR - etapa 2
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

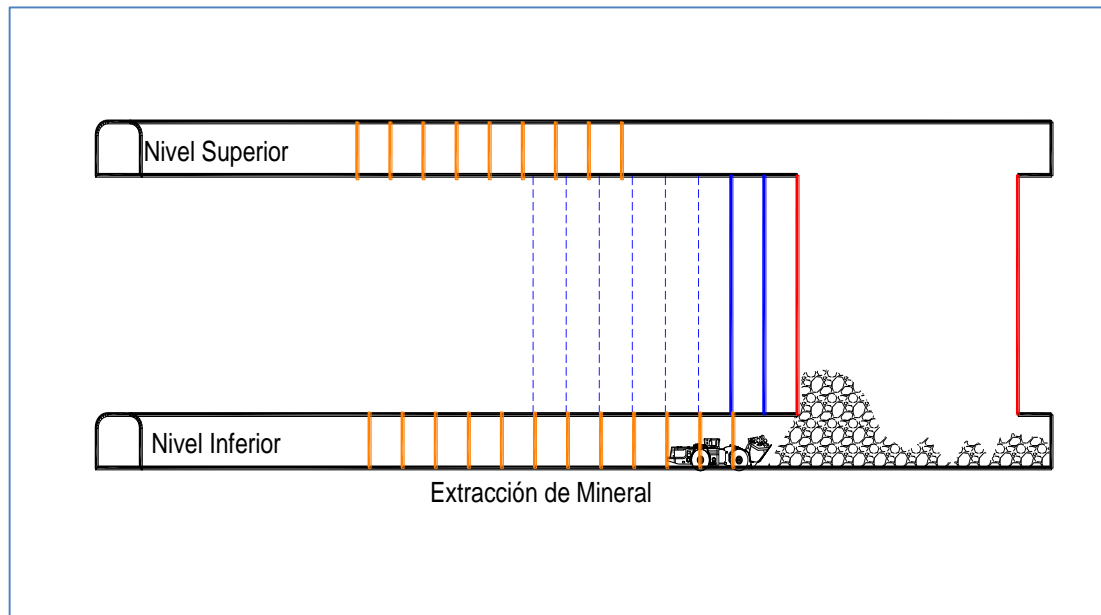


Figura 73. Extracción de mineral con Scoop a control remoto
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

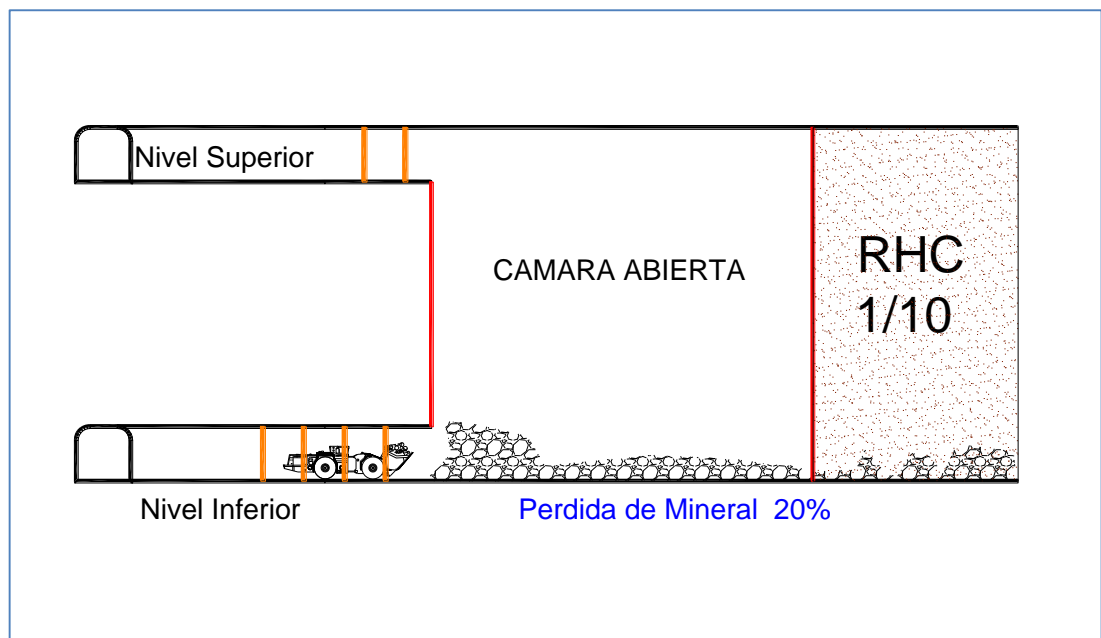


Figura 74. Término de la limpieza sin exposición
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

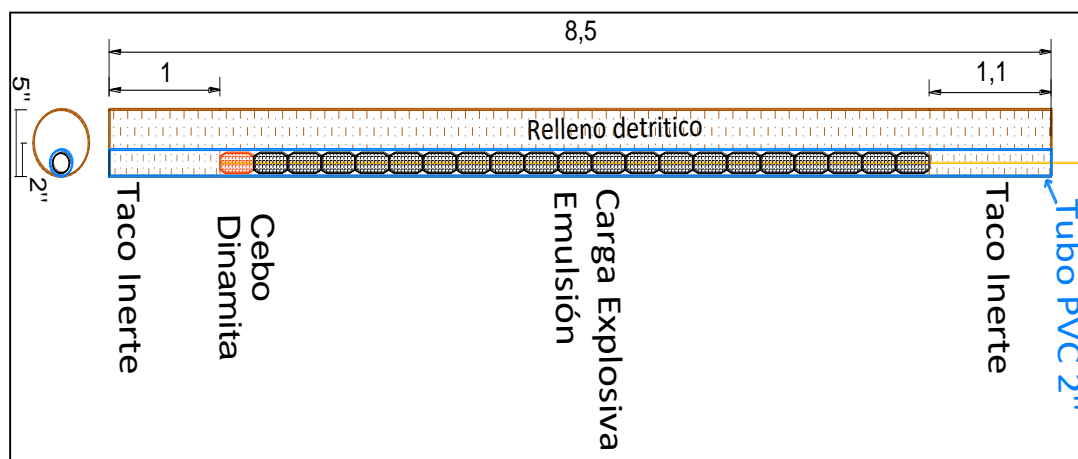


Figura 75. Detalle de carguío de taladros
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

Tabla 11.
Factor de Potencia del Sub-Block

SUB - BLOCK		
Criteria	Calculo	Und.
Cara libre		
Nº taladros	10	Und.
Nº taladros cargados	8	Und.
Nº taladros de la malla	11	Und.
Nº tal. Produc. Sub-block	19	Und.
Long. taladros	8.5	m
Long. Carga explosiva	6.5	m
Explosivo a utilizar	Emulsión 1*1/2*12'' Dinamita 1*1/8*12''	
Nº de cartuchos por tal.	21	Und.
Emulsión	20	Und.
Dinamita	1	Und.
Explosivo por Taladro	8.028	Kg.
Explosivo por Sub-Block	152.532	Kg.
FP. Sub-Block	0.206	Kg/Tn.

(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

Tabla 12.
Factor de Potencia del Block

BLOCK TOTAL		
Criterios	Calculo	Und.
Cara libre		
N° taladros	60	Und.
N° taladros cargados	48	Und.
N° taladros de la malla	69	Und.
N° tal. Produc. Sub-block	117	Und.
Long. taladros	8.5	m
Long. Carga explosiva	6.5	m
Explosivo a utilizar	Emulsión 1*1/2*12'' Dinamita 1*1/8*12''	
N° de cartuchos por tal.		
Emulsión	2340	Und.
Dinamita	117	Und.
Explosivo por Taladro	8.028	Kg.
Explosivo por Sub-Block	939.276	Kg.
FP. Del Block	0.198	Kg/Tn.

(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

Tabla 13.
Factor e potencia por Fila

POR FILA		
Criterios	Calculo	Und.
N° taladros cargados	3	Und.
Long. taladros	8.5	m
Long. Carga explosiva	6.5	m
Explosivo a utilizar	Emulsión 1*1/2*12'' Dinamita 1*1/8*12''	
N° de cartuchos		
Emulsión	60	Und.
Dinamita	3	Und.
Explosivo Total Block	24.084	Kg.
Producción por fila	190.23	Tn.
FP. De la Fila	0.198	Kg/Tn.

(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

- Para controlar las paredes se tiene que aplicar la voladura controlada en el contorno de cada panel en explotación, (Voladura Amortiguada).



Figura 76. Resultados de voladura de SLOT
(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)



Figura 77. Vista del subnivel Superior
(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)



Figura 78. Fragmentación de mineral después de la voladura
(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

3.2.1.7. Extracción de mineral.

- Se utilizó un equipo Scoop de 4.1 yd³ equipado con control remoto. Para garantizar la seguridad y minimizar el riesgo de exposición de los trabajadores.



Figura 79. Limpieza a control remoto
(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

3.2.1.8. Relleno

- El relleno se realizó con relleno cementado 1/10, inmediatamente después de terminado la limpieza del primer tramo. En el piso inferior se construyó un tapón con puntales y madera para luego ser forrado con tela arpillera.
- Se instaló una línea exclusiva para el relleno de esta labor. La resistencia mínima a alcanzar con el relleno cementado es de 0.4 Mpa, según recomendación del consultor. El tiempo necesario para alcanzar este valor de resistencia de acuerdo a los ensayos de Laboratorio es de 7 días.
- Se contó con una bomba exclusiva para el bombeo del agua que se genera por la filtración en la labor y del agua generado por el relleno hidráulico.

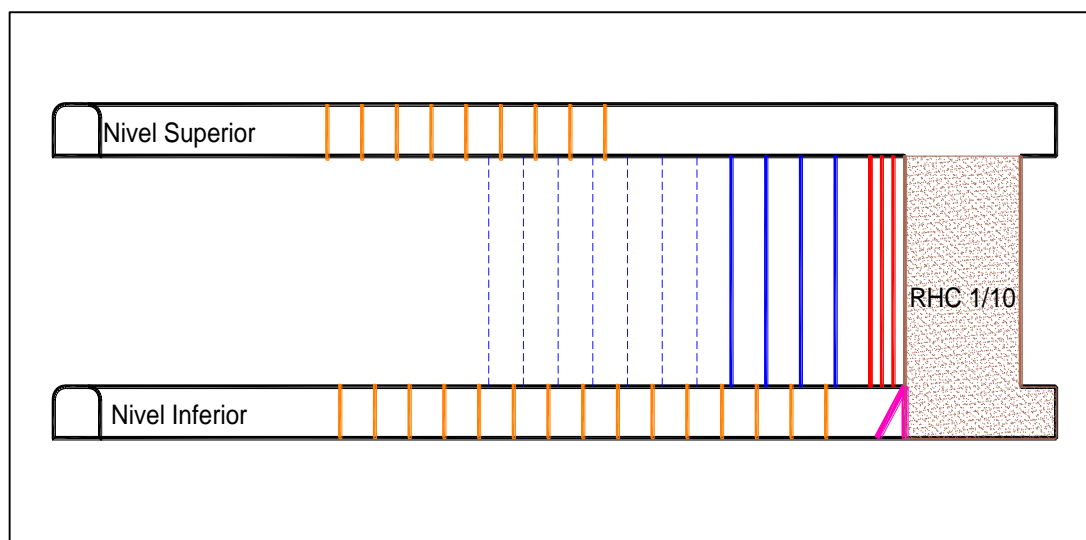


Figura 81. Relleno hidráulico cementado con mezcla 1/10
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

Tabla 15.
Cálculo del consumo de cemento por Block

DESCRIPCION	CANTIDAD	UND.
Q	38	m3/hr
Cemento 1/10	4.5	Tn/hr
Volumen (tramo 1)	362.7	m3
CEMENTO (*)	36.51	Tn
Tiempo de RH (tramo 1)	9.54	hrs.
Volumen total a rellenar en el Block	2,325.0	m3
Consumo Total de Cemento en el Block	234.03	Tn

(*) Cálculo de toneladas de cemento para RHC 1/10 a utilizar en el tramo 1, datos operativos de Planta de Relleno de Mina Paragsha (Fuente: Área de Geomecánica).

Tabla 16.
Tiempo de reposo el RHC 1/10

Propiedades	Días	Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)
Mezcla 1/10	3	0.3
Mezcla 1/10 (*)	7	0.4
Mezcla 1/10	14	0.91
Mezcla 1/10	28	1.33

(*) para que esta Mezcla 1/10 tenga una resistencia de 0.4 Mpa va a reposar el relleno hidráulico cementado por 7 días (Fuente: Área de Geomecánica)

3.2.1.9. Ventilación

El Sistema de Ventilación Auxiliar en el Cuerpo J337-A/Nv.1400, es mediante el ensariado de 2 Ventiladores (1 de 16,000CFM – 1 de 5,000CFM), el Ventilador de 16,000CFM (ubicado en la RP.14990), inyecta aire fresco en dirección a la VE 14306-NE, a su vez inyecta aire hacia el Ventilador ensariado de 5,000CFM (ubicado en la CA-14559), el cual mediante manga de 24" suministra caudal hacia el SN_14365 –NE y al PA_14852-NE, la evacuación del Aire Viciado, de las distintas labores de la zona, es mediante el SN_14273 en dirección a la RP. 14990, la cual dirige el flujo hacia la RP. 14031, para ser evacuado a Superficie por la RB. 16919-I, recorriendo un tramo de aprox. 330mts.

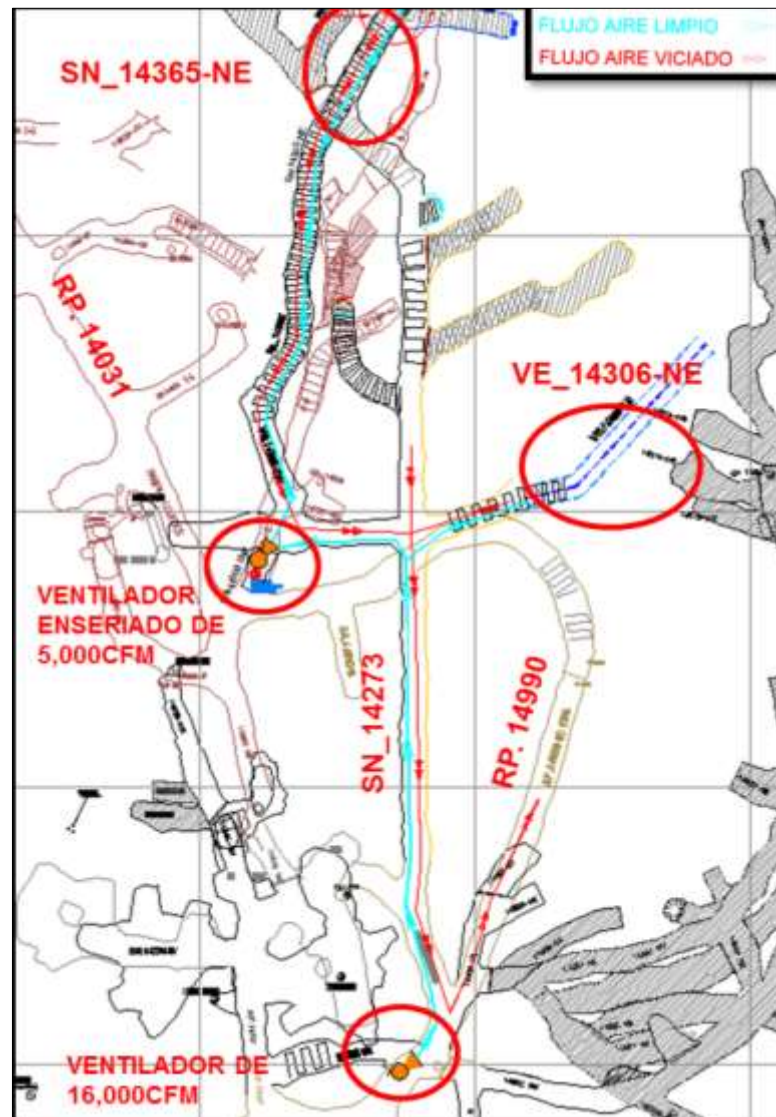


Figura 82. diseño de ventilación
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

3.2.1.9.1. Sistema de Ventilación Mejorado

Se logró evacuar el aire viciado y gases generados por la voladura de taladros largos, mediante la construcción de una chimenea de 17.1 mts y 90° de inclinación ubicada en la CA_14559, la cual conecto el cuerpo J337-A, directamente a la RP. 14031, con lo cual los gases se evacuaron a superficie mediante el RB.16919-I. En la RP. 14990, se reemplazó el Ventilador de 20,000 CFM, por un Ventilador de 40,000 CFM, el cual mantendrá el caudal de aire fresco en la VE_14306-NE y al Ventilador

enseriado ubicado en la CA_14599-SW. En la CA_14599-SW se reemplazó el Ventilador de 5,000 CFM, por uno de 12,000 CFM, el cual inyecta aire fresco al SN_14365-NE y al PA_14852-NE

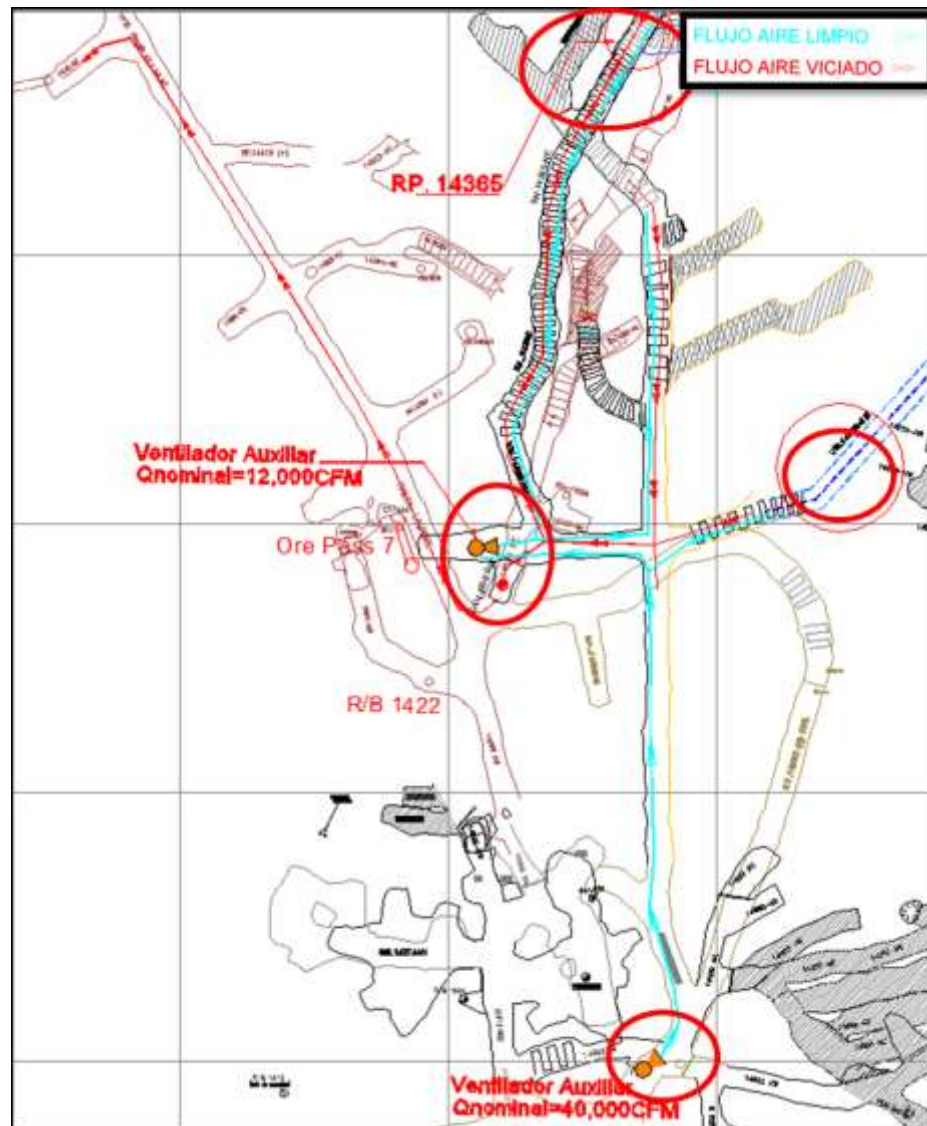


Figura 83. Sistema Mejorado de Ventilación
(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

Tabla 17,
Cronograma e actividades de un Block

Actividades	días	
Perforación:	3.5 días	
Voladura:	1.0 días	
Limpieza:	1.0 días	
Relleno:	1.0 días	
Fraguado de R/H:	7.0 días	
Tiempo Explotación Tramo 1:	13.5 días	(Fuente:
Tiempo Explotación Block:	63.5 días	Subterránea, EA

operación Mina Cerro SAC)

3.3 EVALUACIÓN ECONÓMICA

3.2.2. Evaluación económica primera etapa bloque de 40 m

Tabla 18.

Evaluación económica el Block

PARAMETROS	VALOR	Und.
Recuperación	80	%
Dilución	5	%
Reservas	4,750	Tn.
Ley diluida Pb.	2.0	%
Ley diluida Zn.	5.75	%
Ley diluida Ag.	2.34	Onz-Ag
VM	101	U\$\$/Tn.
Ratio de preparación	50	Tn/m
Avances	95	m
Chimenea de Ventilación	17	m
Relleno 1/10	20,925	m ³
Valor de Mineral a Explotar 1era Etapa.	479,750	U\$\$

(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

Tabla 19.

Cálculo del Margen Operativo

Costos	Valor	Und.
Costos Mina	22	\$/Tn.
Costos Planta	12	\$/Tn.
Costos Transporte	2	\$/Tn.
Costos Administración	3	\$/Tn.

Costo del Minado	39	U\$\$
Costos Total	185,250	U\$\$
Margen Operativo	294,500	U\$\$

(Fuente: Área de Costos, EA Cerro SAC)

3.2.3. Análisis de producción mina cerro de pasco año 2013

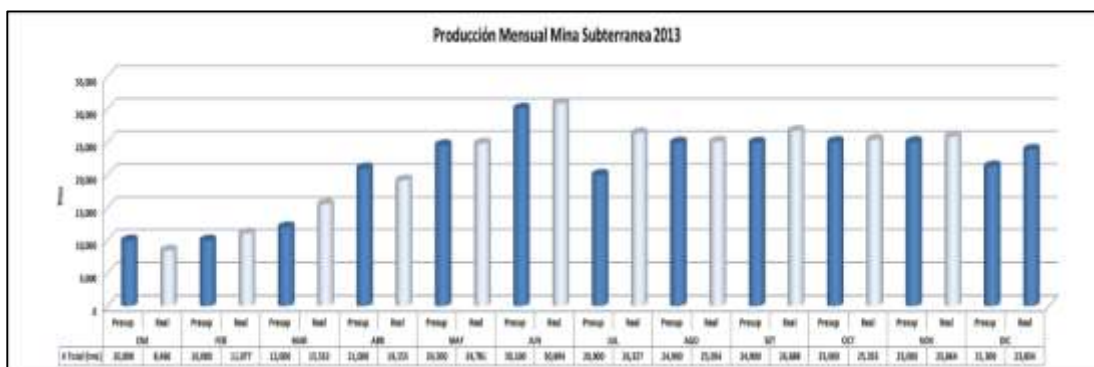


Figura 84. Producción mensual año 2013

(Fuente: Área de Costos, EA Cerro SAC)



Figura 85. Producción mensual por zonas año 2013

(Fuente: Área de Costos, EA Cerro SAC)

Zona	Nivel	Fase	Cuerpo	Piso	Tipo	Labor	Datos						
							t.	% Pb	% Zn	gr_Ag.	Onz_Ag	Vm(US\$/t)	Valor (US\$)
3	1400	Explotación	J-337A	10-15	Producción	1	700	1.95	6.06	63.38	2.04	100	69,887
						2	700	2.09	6.42	69.05	2.22	107	74,762
						3	650	2.41	7.07	82.70	2.66	121	78,877
						4	650	2.45	6.93	93.05	2.99	124	80,881
						5	600	1.88	5.33	75.86	2.44	97	58,317
						6	600	1.45	4.24	61.44	1.98	77	46,323
						7	650	1.71	4.24	62.86	2.02	81	52,505
						8	200	2.15	4.90	81.14	2.61	99	19,710
Total 3						4,750	2.00	5.75	72.93	2.34	101	481,262	
Total general						4,750	2.00	5.75	72.93	2.34	101	481,262	

Figura 86. Plan de minado J337- A, Nivel 1400, para un block

(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

CICLO MINADO	SUBTOTAL	TOTAL	Und.
Perforación	1.40		U\$\$/Tn
Voladura	0.30		U\$\$/Tn
Limpieza	3.18		U\$\$/Tn
Transporte	0.72		U\$\$/Tn
Relleno hidraulico	3.61		U\$\$/Tn
COSTO DIRECTO		9.21	U\$\$/Tn

Tabla 20.*Rendimientos operativos*

RENDIMIENTO PARA 1 GUARDIA	Calculo	Und.
Horas Programadas (HP)	8.00	hr
Horas Disponibles (HD)	7.00	hr
Horas Netas de Operación (HNO)	4.50	hr
Mantenimiento o tiempo reajuste	0.50	hr
Reparación mecánica/eléctrica	0.00	hr
Refrigerio	1.00	hr
Movilización al área de trabajo	0.50	hr
Demoras operativas	0.25	hr
Supervisión	0.25	hr
Disponibilidad mecánica (DM)	$(HD*100) / HP$	87.5%
Utilización (U)	$(HNO*100) / HD$	64.3%
Utilización efectiva (UE)	$(HNO*100) / HP$	56.3%
Guardia	8.00	hr
Longitud real taladro	8.50	mts
Un taladro de 8.5 mts en	3.20	hr
Metros perforados x hora	2.66	mts/hr
Taladros perforados x guardia	2.50	talad
Metros perforados x guardia	21.25	mts/Gd
Producción horaria	20.76	ton/hr
Producción diaria	166.06	ton/día

(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

Tabla 21.*Costo directo.*

(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

3.3.3 Comparativo historio de costos de corte y relleno ascendente

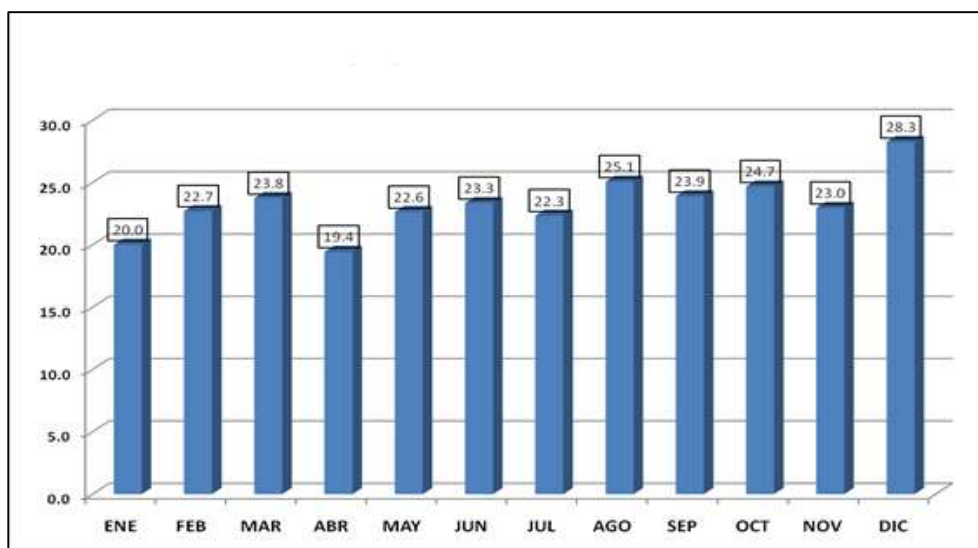


Figura 87. Cuadro histórico estadístico de costos zona III corte y relleno ascendente con breasting.

(Fuente: Área de Costos, EA Cerro SAC)

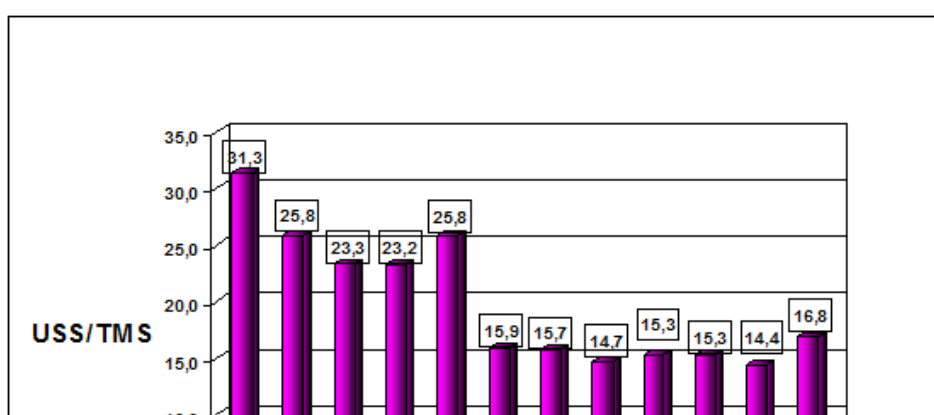


Figura 88. Cuadro histórico estadístico de costos zona III, corte y relleno ascendente con taladros largos
(Fuente: Área de Costos, EA Cerro SAC)

Tabla 22.
Plan Vs. Real el Presupuesto 2013

MES	COSTOS 2013		
	PLAN	REAL	DIFERENCIA
ENERO	1.627.886,72	1.065.436,52	562.450,20
FEBRERO	1.590.317,82	1.083.412,63	506.905,19
MARZO	1.558.408,28	1.129.783,19	428.625,09
ABRIL	1.404.779,86	1.070.425,40	334.354,46
MAYO	1.964.780,37	1.085.832,32	878.948,05
JUNIO	1.894.366,73	974.356,86	920.009,87
JULIO	1.834.868,56	1.088.981,60	745.886,96
AGOSTO	1.836.012,72	988.477,78	847.534,94
SETIEMBRE	1.789.185,61	802.758,41	986.427,20
OCTUBRE	1.852.386,13	1.060.020,19	792.365,94
NOVIEMBRE	1.898.103,24	984.119,67	913.983,57
DICIEMBRE	1.927.866,15	979.354,68	948.511,47
TOTAL	21.178.962,19	12.312.959,25	8.866.002,94

Fuente: Superintendencia de mina- Mina Paragsha
(Fuente: Área de Costos, EA Cerro SAC)

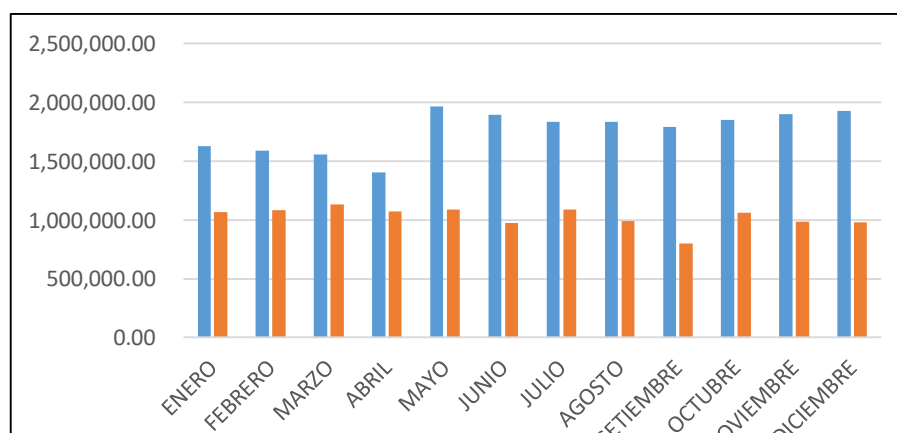


Figura 89. Presupuesto Vs. Real, Mina Subterránea año 2013
(Fuente: Área de Costos, EA Cerro SAC)

3.3. SUPERVISIÓN

La calidad de la Supervisión es de la más importante, debiendo cumplir ciertos requisitos y normas establecidas por la empresa tales como:

- Responsabilidad del Supervisor, es decir dar garantía del cumplimiento de los objetivos en la forma como han sido programados. Esta responsabilidad debe alcanzar a todos los niveles.
- El supervisor debe tener obligatoriamente la personalidad del Líder.
- Competencia profesional, ligada a la calidad y desempeño profesional.
- Una de las características del supervisor es la iniciativa que permitirá la permanente reinterpretación de los esquemas que se vienen aplicando con la finalidad de comprender los factores de productividad que se logran.
- Trabajo en equipo y logro de la aceptación mutua entre los diferentes integrantes del plantel de trabajo. Esta es una labor de carácter cultural que necesariamente compete a la supervisión
- Participación en la formulación de los proyectos que corresponden al área de responsabilidad.

- Decisión comprometida en la ejecución de los trabajos programados. Sin este requisito, el supervisor demuestra la falta de convencimiento, el cual tiene diversos orígenes inclusive los ligados a la competencia profesional.
- Práctica del análisis permanente del resultado de la calidad operativa. También debe practicar como deber personal el autoanálisis en lo referente a su desempeño personal.
- Concepto clarificado de la premisa de seguridad en toda la ejecución del minado en sus diferentes modalidades. La seguridad es el soporte más importante para conseguir los objetivos de producción y productividad.



Figura 90. Reconocimiento por la Gestión en Seguridad del área de Mina
(Fuente: Personal)

CAPÍTULO IV
ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS Y
COMPROBACIÓN DE HIPÓTESIS

4.1. COMPROBACION DE HIPOTESIS GENERAL

Para validar la hipótesis:

- Ha: "El minado mediante corte y relleno ascendente con taladros largos en roca tipo III, IV, V; incrementa la productividad en la unidad de producción Cerro de Pasco”.
- Ho: "El minado mediante corte y relleno ascendente con taladros largos en roca tipo III, IV, V; no incrementa la productividad en la unidad de producción Cerro de Pasco”

Se han analizado las ventajas y desventajas de la alternativa de corte y relleno ascendente semi-mecanizado en Breasting (CRASMB) con la alternativa de corte y relleno ascendente con taladros largos (CRAMTL).

Tabla 23.

Ventajas y Desventajas del Metodo de corte y relleno ascendente en Breasting.

VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL PRIMER MÉTODO CRASMB	
Ventajas	Desventajas
1. Ofrece seguridad confiable ya que el sostenimiento va cercano al frente de operación.	1. El costo de sostenimiento es elevado, porque se requiere cuadros o cimbras.
2. La fase de limpieza es ejecutada fácilmente.	2. El área para el minado de cada corte son limitados porque se realiza con altura de banco máximo de 4 metros.
3. Se adecua a vetas con potencias variables.	3. Consumo elevado de materiales de fortificación.
4. Las condiciones de ventilación son buenas, porque hay mayor acceso de este.	4. Para incrementar la producción requiere equipo adicional en el área de operación.
5. Es aplicable en vetas con buzamiento <math><50^\circ</math>	5. Requiere varios frentes de operación para mantener un ciclo de minado adecuado.
6. Productividad es alta cuando se llega a una completa mecanización.	6. Requiere bastante preparación para acceder a cada corte de explotación (Rp., Ventanas, Cámaras, etc.
7. La dilución es baja, ya que la explotación es selectiva.	7. Este método requiere una etapa de preparación permanente.
8. La perforación y voladura es buena, porque se tiene buena cara libre, (Breasting).	8. hasta 4 horas por guardia de exposición del personal a terreno sin sostenimiento.

(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

Tabla 24.

Ventajas y Desventajas del Metodo Corte y Relleno mecanizado con Taladros Largos.

VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL SEGUNDO METODO CRAMTL	
Ventajas	Desventajas
1. El minado es selectivo, se pueden trabajar en vetas de alta ley.	1. Requiere personal altamente calificado para operar equipos de última generación.
2. Se puede lograr una alta producción y maximizar el rendimiento de los equipos.	2. El costo del sostenimiento es elevado en la etapa de preparación.
3. Es un método altamente seguro, ya que se opera con equipos a control remoto. Las condiciones de ventilación son buenas.	3. La inversión inicial para iniciar la explotación es elevada.
4. Se adapta en vetas con buzamiento mayor a 50°, y cuerpos masivos bien definidos.	4. Requiere información geológica detallada para el diseño de minado.
5. La perforación y voladura es muy versátil y se logra condiciones óptimas de operación.	
6. Mayor velocidad en la preparación, debido a que simultáneamente se puede perforar el nivel de perforación y el nivel de extracción, es decir que no tiene que ser secuencial.	
7. Cumple con las normas de seguridad, debido a que los paneles y/ò áreas de perforación superior e inferior son debidamente fortificadas	
8. Es de alto rendimiento y por consiguiente de alta productividad.	

(Fuente: operación Mina Subterránea, EA Cerro SAC)

Estos cuadros de análisis de ambos métodos de minado en tipo de roca III, IV, V (rocas incompetentes) nos Indican que la alternativa con taladros largos presenta ventajas mayores sobre la alternativa en Breasting.

Teniendo en cuenta los resultados obtenidos durante la operación del año 2013. se ha determinado los siguientes estándares promedios mensuales

4.1.1. Comparación de medias 2013 al 2014, Entre los Métodos de CRA con Taladros Largos Vs. CRA en Breasting

Tabla 25.
Comparación de medias, Hipótesis general

CRITERIO	ALTERNATIVA	ALTERNATIVA	DIFERENCIA
	CRAMTL(A)	CRASMB (B)	(A-B=)
Seguridad (F.S.)	1.89	1.26	0.63
Costo \$/TM	9.21	22	-12.79
Beneficio/costo \$/TM	12.7	4.5	8.2

De los datos obtenidos de los resultados operativos de Mina subterránea.
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

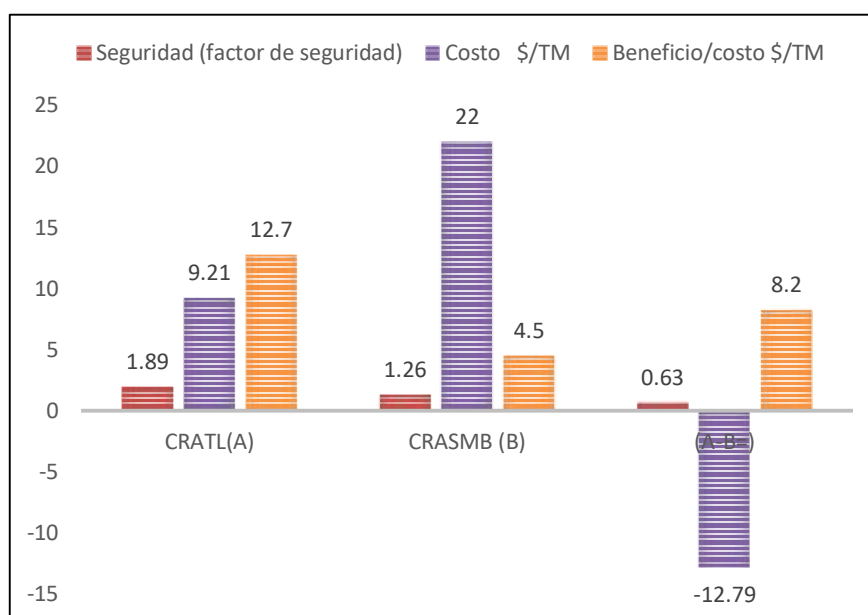


Figura 91. Comparación de medias para ambas alternativas de Minado
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

Tabla 26.
Comparación de medias, Hipótesis general

CRITERIO	ALTERNATIVA	ALTERNATIVA	DIFERENCIA
	CRATL(A)	CRASMB (B)	(A-B=)
Producción TMD	742	100	642
Recuperación %	80	85	-5
Dilución %	20	15	5

De los datos obtenidos de los resultados operativos de Mina subterránea.
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

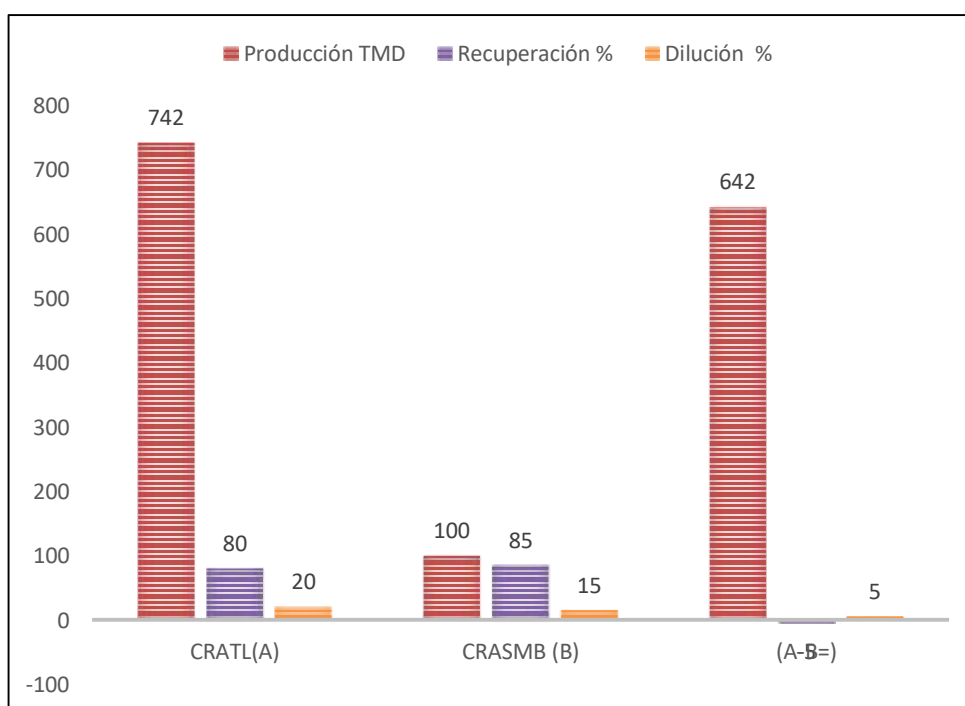


Figura 92. Comparación de medias para ambas alternativas de Minado
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

Tabla 27.
Comparación de medias, Hipótesis general

CRITERIO	ALTERNATIVA	ALTERNATIVA	DIFERENCIA
	CRATL(A)	CRASMB (B)	(A-B=)
Cantidad de trabajadores	6	12	-6
Relleno M3/Gdia	418	228	190
Toneladas rotas por disparo TM	742	50	692
Productividad TM/HGdia	45.1	14.91	30.19

De los datos obtenidos de los resultados operativos de Mina subterránea.
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

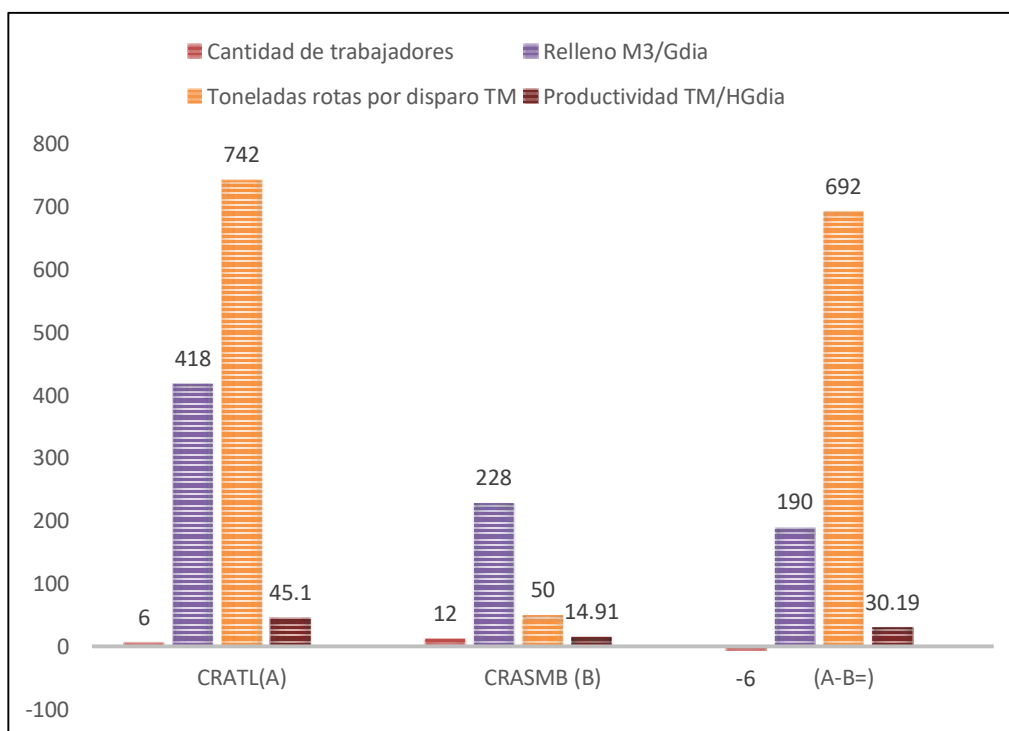


Figura 93. Comparación de medias para ambas alternativas de Minado
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

4.1.2. Aplicación del SPSS para análisis de grados de confiabilidad:

Analizando las medias obtenidas de los estándares de trabajo de las alternativas comparadas, nos permite validar la hipótesis H_a de la presente investigación.

Tabla 28.
Comparación de estadística con SPSS

Estadísticas de grupo					
Metodo de Minado		N	Media	Desviación estándar	Media de error estándar
Productividad	CRAMTL	12	45.10475	10.880865	3.141035
Ton/Hgdia	CRASMB	12	14.91108	2.593646	.748721

Resultados del uso del Software SPSS
(Fuente: Personal)

Tabla 29.
Grados e confiabilidad con SPSS

Prueba de muestras independientes										
		Prueba de Levene de calidad de varianzas		prueba t para la igualdad de medias						
		F	Sig.	t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	Diferencia de error estándar	95% de intervalo de confianza de la diferencia	
									Inferior	Superior
Productividad d Ton/Hgdia	Se asumen varianzas iguales	7.656	.011	9.351	22	.000	30.193667	3.229038	23.497052	36.890281
	No se asumen varianzas iguales			9.351	12.246	.000	30.193667	3.229038	23.173841	37.213493

Resultados del uso del Software SPSS
(Fuente: Personal)

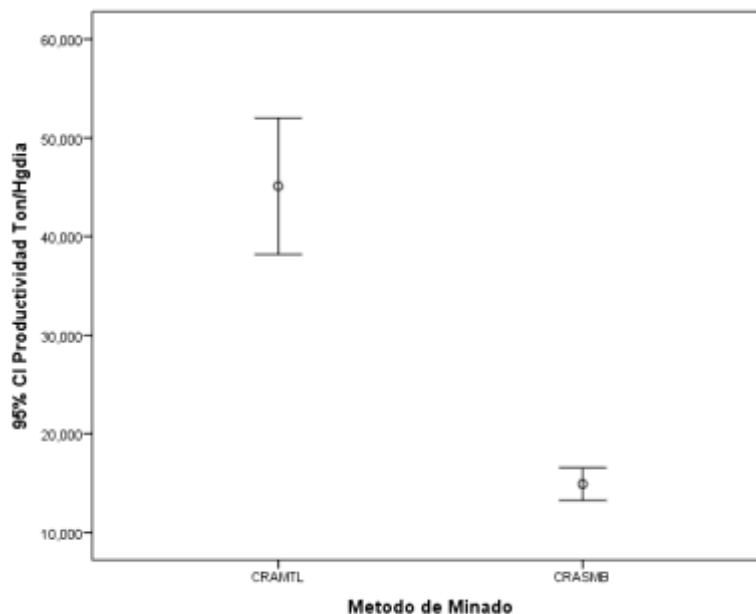


Figura 94. Grados de error por intersección
(Fuente: Personal)

4.1.3. Aplicación del SPSS para prueba de hipótesis:

Para certificar esto se utilizó la prueba T de student para una muestra simple evaluándose los resultados de la productividad, obtenidas durante los años 2013 y 2014.

En este caso:

N= (medias mensuales de productividad obtenidas durante 12 meses no consecutiva)

Valor de referencia= 14.91(productividad media de la alternativa B (CRASMB))

Valor de significancia= 5% (asumido)

Ho= 14.91

Ha>14.91

Procesado mediante el Software SPSS, se obtiene los siguientes resultados estadísticos:

Tabla 30.

Estadística de la muestra única por SPSS

Estadísticas de muestra única				
	N	Media	Desviación estándar	Media de error estándar
Productividad Ton/Hgdia	12	45.10475	10.880865	3.141035

Resultados del uso del Software SPSS
(Fuente: Personal)

Tabla 31.

Prueba t-student para una muestra única con SPSS

Prueba de muestra única						
Valor de prueba = 14.91						
	t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	95% de intervalo de confianza de la diferencia	
					Inferior	Superior
Productividad Ton/Hgdia	9.613	11	.000	30.194750	23.28138	37.10812

Resultados del uso del Software SPSS
(Fuente: Personal)

Promedio de productividad de la alternativa A “CRAMTL” = 45.10 TM/Hg.

Valor estadístico de la prueba=9.613

Grados de libertad= 11

Valor p (a una cola=0.000)

Como p (0.000) es menor que el nivel de significancia asumida (5%),

rechazamos la hipótesis nula.

En conclusión, podemos afirmar que la alternativa “A” de minado “CRAMTL”

es eficiente y permite la mejora de la productividad.

4.2 COMPROBACION DE LAS HIPOTESIS ESPECIFICAS:

4.2.1 Comprobación de la primera hipótesis específica:

- Ha: A través del talento humano eficiente se logra la mejora de la productividad en el C.R.A mediante taladros largos en roca tipo III, IV y V.
- Ho: A través del talento humano deficiente no se logra la mejora de la productividad en el C.R.A mediante taladros largos en roca tipo III, IV y V.

Tabla 32.
Comparación de medias

CRITERIO	ALTERNATIVA CRAMTL(A)	ALTERNATIVA CRASMB (B)	DIFERENCIA (A-B=)
Incidentes reportados/mes	15	40	-25
Capacitación HH-capacitados al mes	180	60	120
Costo Horario de uso de equipos \$/Hora Efectiva.	150	280	-130

De los datos obtenidos de los resultados operativos de Mina subterránea.
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

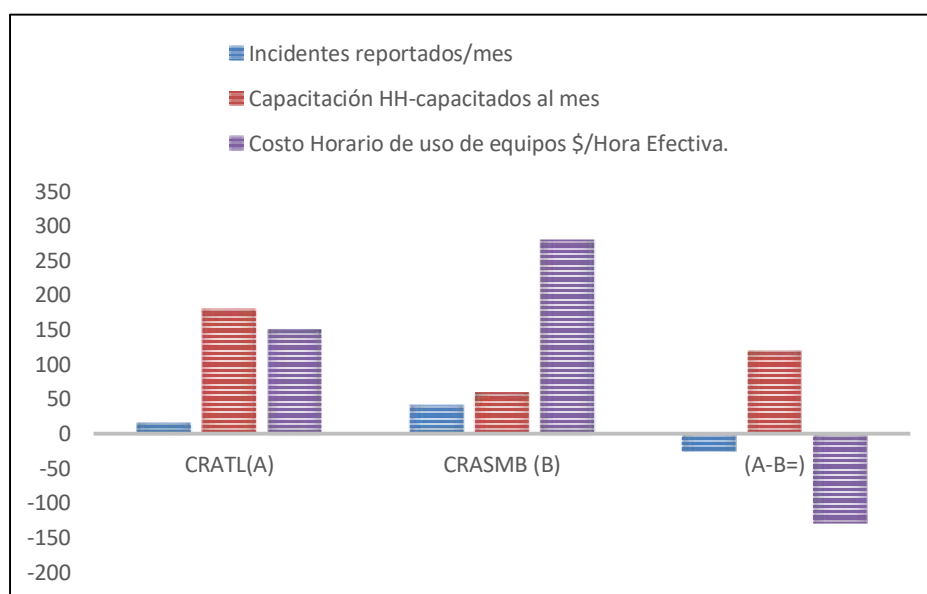


Figura 95. Comparación de medias para ambas alternativas de Minado
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

Como podemos apreciar, a través de mayor capacitación al talento humano; con más horas hombre capacitados al mes efectivamente se mejora la productividad; más aún cuando producto de esta capacitación los trabajadores toman conciencia de lo importante que es reportar los incidentes que ocurren diariamente, para que la dirección implemente el mejoramiento continuo.

Tabla 33.
Comparación de medias

CRITERIO	ALTERNATIVA CRAMTL(A)	ALTERNATIVA CRASMB (B)	DIFERENCIA (A-B=)
Ventilación	Buena	Buena	0
Comodidad del trabajador	Buena	Regular-Buena	0
Tipo Roca Requerida para la aplicación del método.	I, II, III, IV, V	I, II, III, IV	V

De los datos obtenidos de los resultados operativos de Mina subterránea.
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

En esta tabla tenemos que la comodidad que tiene el trabajador en la empresa en la actualidad es buena, lo cual redundará en elevar la productividad actualmente. Por consiguiente, esto nos permite validar la hipótesis H_a de la primera hipótesis específica.

4.2.2 Comprobación de la segunda hipótesis específica:

- H_a : Aplicando una eficiente perforación de taladros largos en el C.R.A. se logra incrementar la productividad.
- H_o : Aplicando una deficiente perforación de taladros largos en el C.R.A. no se logra incrementar la productividad.

Tabla 34.
Comparación de medias

CRITERIO	ALTERNATIVA CRAMTL(A)	ALTERNATIVA CRASMB (B)	DIFERENCIA (A-B=)
Cantidad de trabajadores	6	12	-6
Relleno M3/Gdia	418	228	190
Toneladas rotas por disparo TM	742	60	682
Productividad TM/HGdia	45.1	14.91	30.19

De los datos obtenidos de los resultados operativos de Mina subterránea.
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

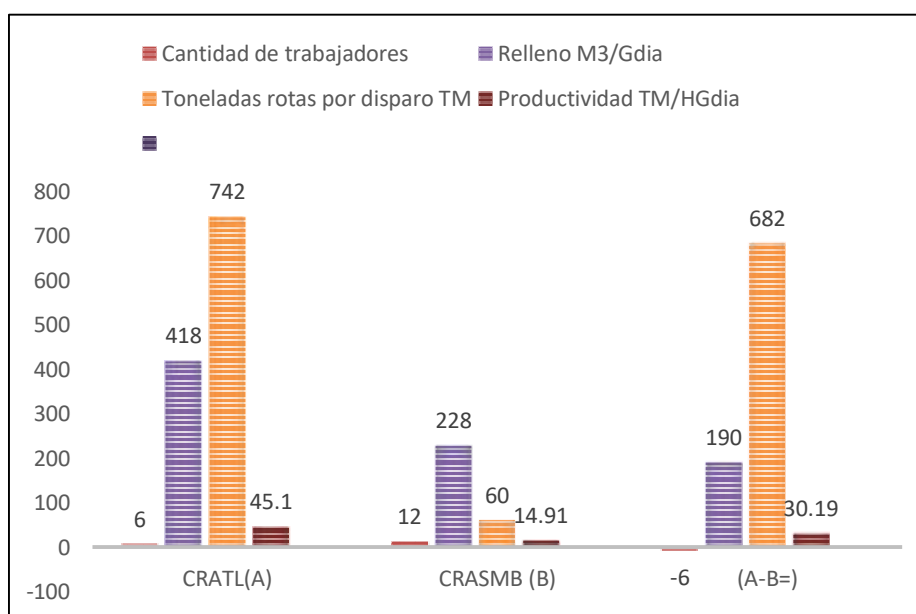


Figura 96. Comparación de medias para ambas alternativas de Minado
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

Teniendo en cuenta la comparación de las medias, la perforación de taladros largos incrementa notablemente el tonelaje roto por disparo; en comparación al corte y relleno ascendente semi-mecanizado que se venía utilizando. Por consiguiente, esto nos permite validar la hipótesis H_a de la segunda hipótesis específica

4.2.3 Comprobación de la tercera hipótesis específica:

- Ha: La eficiente mecanización permite el incremento de la productividad en el C.R.A. mediante taladros largos.
- Ho: La deficiente mecanización no permite el incremento de la productividad en el C.R.A. mediante taladros largos.

Tabla 35.
Comparación de medias

CRITERIO	ALTERNATIVA CRAMTL(A)	ALTERNATIVA CRASMB (B)	DIFERENCIA (A-B=)
Eficiencia en desarrollo ml/Gdia	6	3	3
Eficiencia en preparaciones ml/Gdia	6	3	3
Eficiencia en el minado (Ejec/Plan)	1	0.9	0.1
Eficiencia de uso de equipo limpieza TM/Hora	50.86	33.7	17.16

De los datos obtenidos de los resultados operativos de Mina subterránea.
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

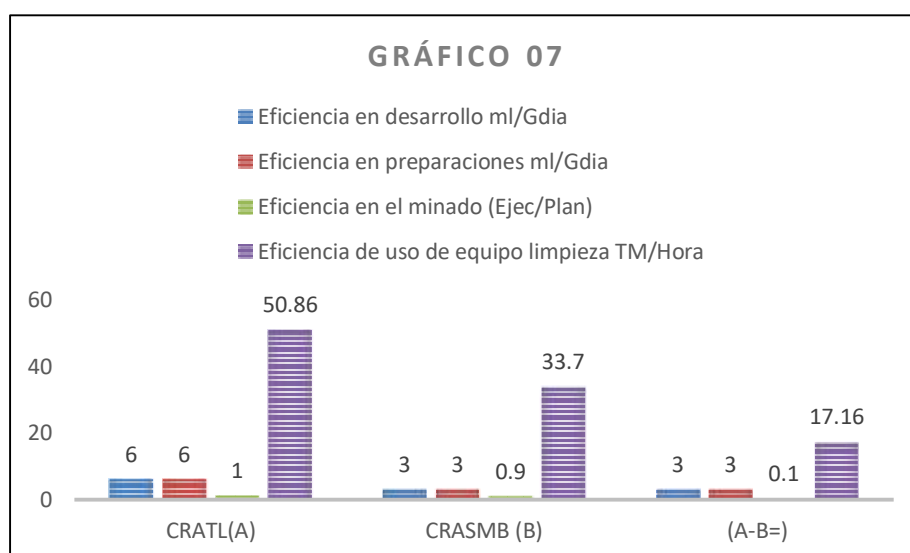


Figura 97. Comparación de medias para ambas alternativas de Minado
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

Tabla 36.
Comparación de medias

CRITERIO	ALTERNATIVA CRAMTL(A)	ALTERNATIVA CRASMB (B)	DIFERENCIA (A-B=)
Eficiencia en la perforación TM/Gdia	106	60	46
Eficiencia en el sostenimiento M3/Gdia	18	9	9
Eficiencia en la voladura TM/Gdia	371	60	311
Cantidad de equipos usados	2	2	0

De los datos obtenidos de los resultados operativos de Mina subterránea.
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

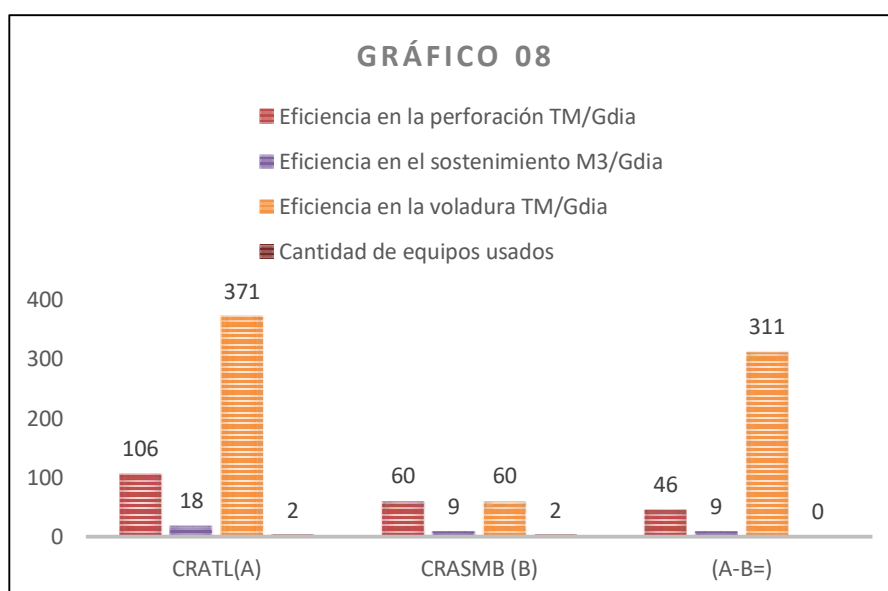


Figura 98. Comparación de medias para ambas alternativas de Minado
(Fuente: Operación Mina subterránea y Oficina mina, EA. Cerro SAC)

Teniendo en cuenta el incremento de tonelaje por horas, en la alternativa actual la mejora de todos los procesos (exploración-desarrollo, preparación y minado); mostrados en los cuadros anteriores determina la validación de la hipótesis H_a de la tercera hipótesis específica.

CONCLUSIONES

- Un programa geomecánico debe estar direccionado a la realización de planes de minado coherentes y también a realizar los estándares de los diversos parámetros geomecánicos involucrados con el minado.
- Las condiciones de presencia de agua desde la superficie hasta el Nv. 1200 son por lo general secas (no así en épocas de lluvia). El agua de filtración de las perforaciones, tiene efecto adverso en las condiciones de estabilidad de las excavaciones rocosas por el tipo de roca en que se encuentra
- Los resultados del análisis de estabilidad (Factor de seguridad) controlado por los esfuerzos (utilizando el programa PHASE2), Se ha modelado en primer lugar, el estado actual como se encuentran las excavaciones, y en segundo lugar se ha modelado las excavaciones futuras. Estos revelan que la mayoría de las excavaciones tienen factores de seguridad aceptables, pero también se puede observar en algunas áreas del contorno de algunas excavaciones inestabilidades potenciales, principalmente en las zonas que han tenido mayor actividad de explotación.
- Los resultados del análisis de estabilidad controlado por esfuerzos, pueden ser tomados como información básica para el planeamiento y diseño de las recuperaciones del mineral remanente y como complemento del análisis estructuralmente controlado. Cuando se planifique que zona será recuperada, se visualizara el grado de estabilidad anticipada para dicha zona y según ello se planificara los procedimientos más adecuados que permitan

una explotación segura. Para realizar este trabajo, será también importante que el personal de la mina esté capacitado y cuente con las herramientas adecuadas, entre los cuales está el software necesario.

- La alternativa de minado por corte y relleno ascendente con la aplicación de taladros largos en roca tipo III, IV, V; permite incrementar la productividad en 30.19 toneladas/hombre guardia, resultados obtenidos de la presente investigación.
- Se optimiza la producción de mineral, bajo las mismas condiciones geoeconómicas roca tipo III, IV y V, mediante la aplicación del método de explotación variante del CRAM con taladros largos, ya que el tajeo del cuerpo J337-A posee características geométricas y geomecánicas favorables.
- Con los indicadores más relevantes, que se muestran en las tablas y con los existentes factores geológicos y geomecánicas del yacimiento mineral, si se puede aplicar el Minado por Corte y Relleno Ascendente con taladros largos en roca tipo III, IV y V.
- optimiza la producción de mineral al aplicar la variante de Minado por corte y relleno ascendente con taladros largos para roca tipo III, IV y V; esto es corroborado con el análisis económico. El Valor Presente Neto del proyecto usando Taladros Largos es mayor que usando el método de corte y relleno mecanizado en Breasting (con Jackleg y Scoop).
- El Minado por Corte y Relleno Ascendente con taladros largos en roca tipo III, IV, V; es un método que es rentable una vez que se han realizado las labores de preparación y que una vez que comienza la etapa de producción

se ven reflejados los ingresos reales de la mina. Durante la etapa de perforación y Voladura se verifica menor tiempo de avance en la producción, menor longitud de perforación, menor consumo de explosivo, equipos y sostenimiento.

- En cuanto al análisis técnico realizado, la variante llega para “acomodar” al método estándar de CRAMTL, debido a su diseño por tramos según el comportamiento geomecánico del mineral, que remueve una menor cantidad de material y permite un mayor avance a un menor costo de producción. El nuevo diseño se puede utilizar cuando la roca tenga un RMR <50, en los trabajos de taladros largos del método estándar con RMR <50 se han verificado derrumbes y condiciones de trabajo riesgosas.
- Una vez realizado el análisis económico se ve reflejada una realidad completamente distinta a la esperada, tanto el método CRAMTL estándar como el CRAMTL con su variante para rocas de tipo III, IV y V, son rentables en el tiempo y son especialmente sensibles a la ley media con la que se trabaja. El método CRAMTL sin su variante tiene mucho más desarrollo y movimiento de material, y por ende un costo de producción mucho mayor. Los dos diseños son viables en el tiempo, lo que diferencia la utilización de la variante es su costo de perforación, de producción y el tipo de roca en el que se explota, finalmente la decisión de utilizarla o no puede depender del capital que se encuentre disponible al momento de invertir, la calidad del yacimiento y la disponibilidad del equipo DTH.

- En cuanto al talento humano que requiere esta alternativa, exige de una especialización y capacitación permanente, para poder alcanzar estándares competitivos.
- Este método de corte y relleno ascendente con la aplicación de taladros largos, requiere de una eficiente mecanización; como se ha demostrado en la investigación, exigiendo contar con una excelente toma de decisiones en lo concerniente al planeamiento, implementación, verificación y control de las operaciones de minado.
- La voladura controlada con taladros largos realizó un papel importante en el éxito del proyecto ya que se trabajó en rocas del tipo III, IV, y V. Donde se perfeccionó la voladura para lograr el aumento de la productividad, bajar de los costos y asegurar la seguridad.
- Los equipos a control remoto de alto rendimiento permitieron maximizar los resultados y darle velocidad a los ciclos de minado que se requerían, por trabajar en rocas de malas condiciones Geomecánicas.

RECOMENDACIONES

- Durante la aplicación geomecánica en el minado subterráneo, la preparación de la información básica representa un rol fundamental. Si esta información es cuantitativa y cualitativamente superior, los diseños realizados serán de mayor confiabilidad.
- A fin de minimizar la influencia de la voladura sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado se recomienda lo siguiente: realizar voladuras controladas y almacenar la información del comportamiento geomecánico de este proceso para el siguiente corte.
- Todos los análisis efectuados indican, por lo menos para el Tajeo del Cuerpo J337-A en el Nv. 1400, que a corto plazo el riesgo de colapso no es alto, pero a largo plazo este riesgo irá en aumento. Dependiendo de los resultados del monitoreo, es recomendable que: considere la implementación de un plan de relleno de las cavidades de mayores dimensiones.
- En toda empresa se deben evaluar periódicamente los puestos de trabajo del talento humano, esto con el fin de prevenir accidentes, incidentes y eventos no deseados.
- Se debe realizar evaluaciones geomecánicas sistemáticas de los tajeos para la explotación utilizando el método, con la finalidad de minimizar el daño por efectos de la voladura, para así optimizar mucho más los beneficios económicos.
- Las unidades mineras, deben ingresar al control de la calidad para lo cual deben implementar programas de capacitación de las nuevas herramientas.

de gestión (mejoramiento continuo, la referencia de procesos, la participación del trabajador, planeamiento estratégico, reflexión estratégica, Pareto, sistemas de información, etc.), recomendando una capacitación constante a todo nivel.

BIBLIOGRAFÍA

- ÁVILA ACOSTA, Roberto. “Introducción a la metodología de la Investigación. La tesis Profesional”. 2da. Edición. Lima-Perú. Estudios y Ediciones R.A. 1997
- CABALLERO, ALEJANDRO, “Metodología de la Investigación Científica”. 1era edición. Lima. Editorial Técnico Científica. 1990
- HERNÁNDEZ, R., FERNANDEZ, C. “Metodología de la Investigación”. 3era edición. México DF. Editorial Mc Graw Hill Interamericana. 2003.
- IIMP. “Explotación Subterránea – Métodos y casos prácticos”, Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, Facultad de Ing. de Minas – Lima, 1999, 257 p.p.
- Anon, s.f., Manual práctico de Voladura, Edición especial, EXSA.
- Arcos D., 2007, Perforación en minería subterránea, Presentación ppt, Arequipa, Perú.
- Carlos I.; Rivera E., 2016, Ventajas económicas de la implementación del método de explotación sublevel stoping en vetas angostas frente al método de explotación convencional de corte y relleno ascendente en la zona codiciada de la mina Morococha, Tesis, Universidad de Trujillo, Trujillo, Perú.
- Castillo B., mayo, 2015, Método de explotación subterránea: Sublevel stoping, presentación de power point, Perú.

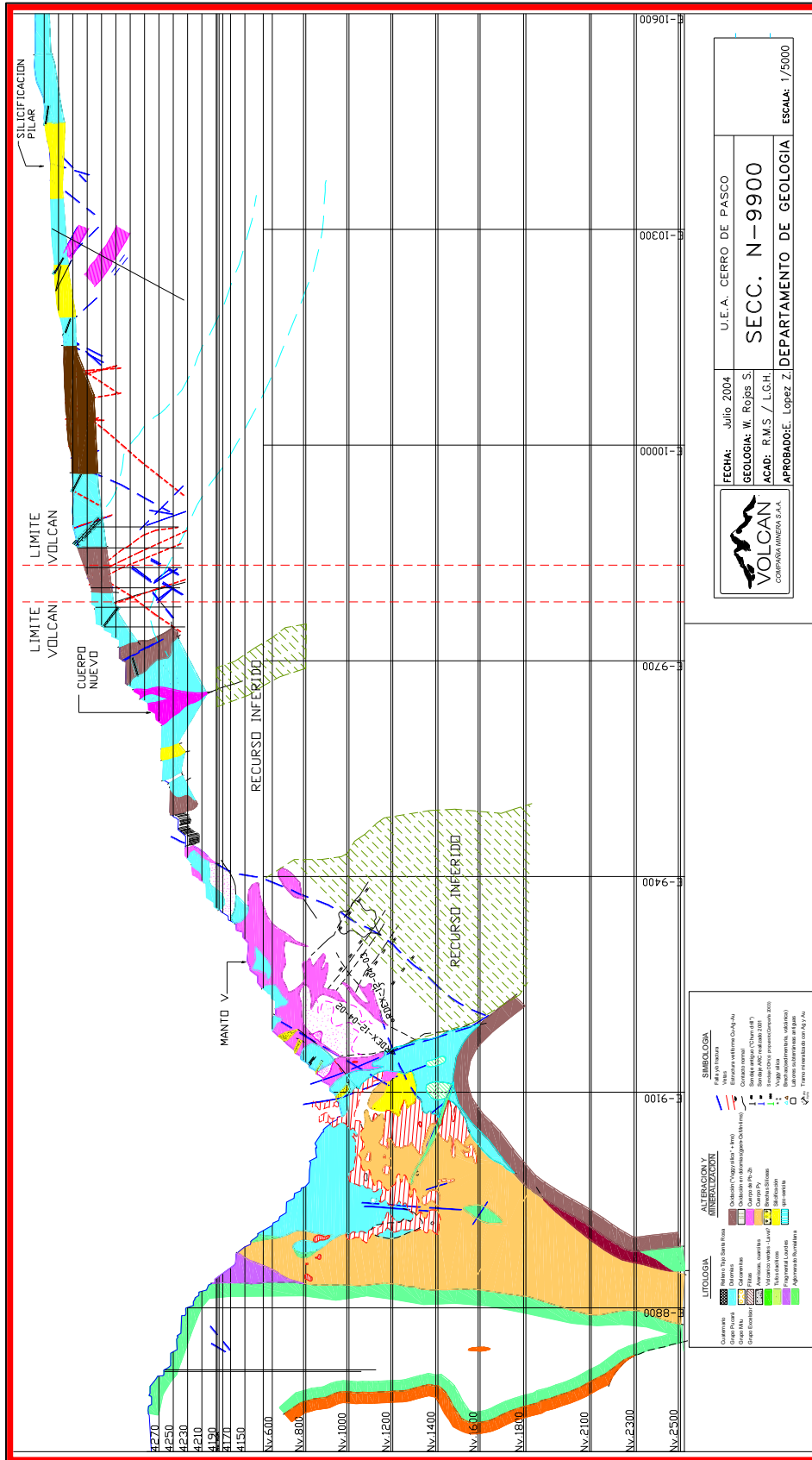
- Celis H., 2016, Reducción de la desviación de taladros largos implementando menores longitudes de perforación de taladros para bancos de producción de 20 metros de altura en Sublevel Stopping con Simbas H1254, en el cuerpo Casapalca 4 en el nivel 11 -11A, Mina Casapalca- Unidad Americana.2016, Tesis, Trujillo, Perú.
- Díaz O., 2017, Optimización de la perforación y voladura de rocas para maximizar utilidades en la mina Panulcillo de minera Cruz Ltda., Tesis, Universidad nacional Santiago atúnez de Mayolo, Huaraz, Perú.
- Gutiérrez D., 2014, Aplicación del método de explotación Sublevel Stopping en manto Cobriza, Tesis, Lima, Perú.
- Julia E., 1984, Explotación con tiros de gran diámetro en la mina El Soldado, Revista Minerale, Santiago Chile. Vol 39, No. 165 – 166, p. 5.
- Ortiz J., s.f., Apuntes de curso de explotación de minas, Universidad de Chile, Chile.
- William A., Richard L., Richard C., 2001, Underground Mining methods: Engineering fundamentals and international cases.
- William C. Maurer, 2015, Novel Drilling Techniques.
- ANUALES DE CONVENCIONES DE ING. DE MINAS “Trabajos técnicos de Ing. de Minas”. Instituto de Ingenieros de Minas del Perú. Lima Perú. 2009.
- ATLAS COPCO “Mining Methods” Recomendación for Equipment. Lima, Perú, 1984.

- Ames Lara Víctor. Factor de Carga o Factor de Potencia vs. Factor de Energía
– II Simposium Nacional de Perforación y Voladura DE Rocas – U.N.I.
Lima-Perú 1992.
- CAMAC C. C. “Algunos aspectos en la selección de Métodos de Minado
Subterráneo”, Cía. Corporación Minera Castro Virreyña – Volumen I,
1984.
- HOEK E., BROWN E.T. “Excavaciones Subterráneas en Roca”, Edit.
McGraw-Hill, 1986, México, 634 págs.
- HUSTRULID W.A. “Underground Mining Methods Handbook” Society of
Mining Engineers, New York USA – EEUU, 1982.
- INGEMMET “Análisis del Estado Tecnológico de los Métodos de Explotación
Subterráneo aplicados en las Minas del Perú”, Lima, Perú 1991.
- INSTITUTO DE ING. DE MINAS-UNI “Innovaciones en Métodos de
Explotación en Minas”, Simposio, 1996, 569 pp.
- MENDIOLA OCHANTE, Víctor “Manual de Casos de Métodos de
Explotación Subterránea I” Huancayo, 2008, 350 pp.
- NOVITZKY, Alejandro “Métodos de Explotación Subterráneo y Planificación
de Minas”, Buenos Aires Argentina, 1975, 730 pp.
- PEELE, Robert” Mining Engineer’s Handbook”, Edit. John Wiley &c Sans
INI, New York.Tercera Edición, Vol. I, 1963.
- STOCES B. “Elección y Crítica de los Métodos de Explotación en Minería”,
Edit. Omega S. Barcelona. 475 pp. 1963.

ANEXOS

Anexo 1.

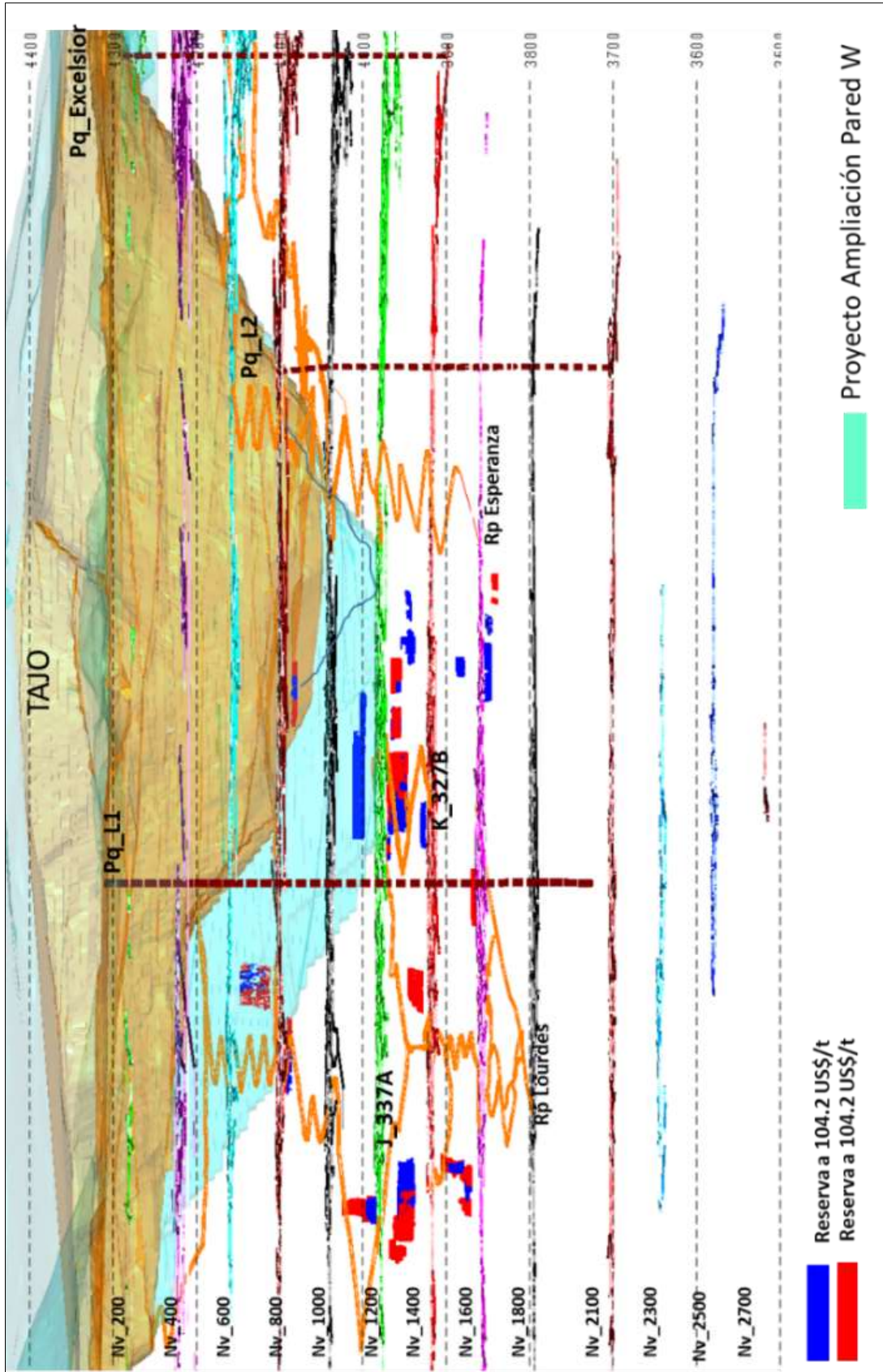
Sección Geológica, Tajo abierto Raúl Rojas y Mina Subterránea Paragsha



(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

Anexo 2.

Reservas Mina Subterránea – diciembre 2014



(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

Anexo 4.

Pique Lourdes I y Pique Excelsior



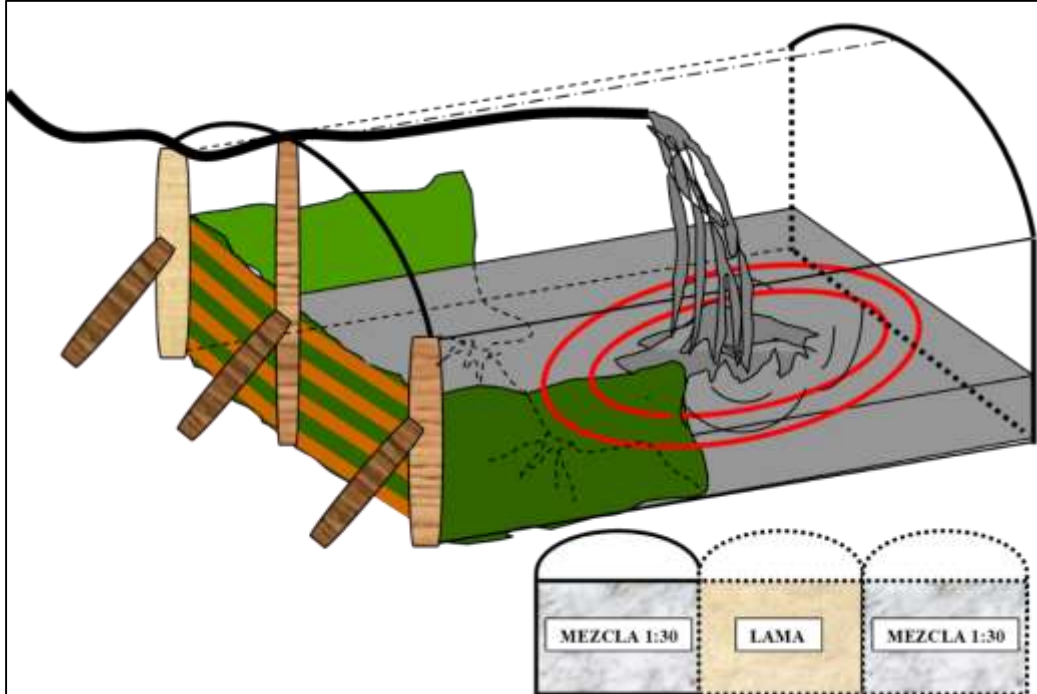
PIQUE LOURDES I
Y
PIQUE EXCELSIOR



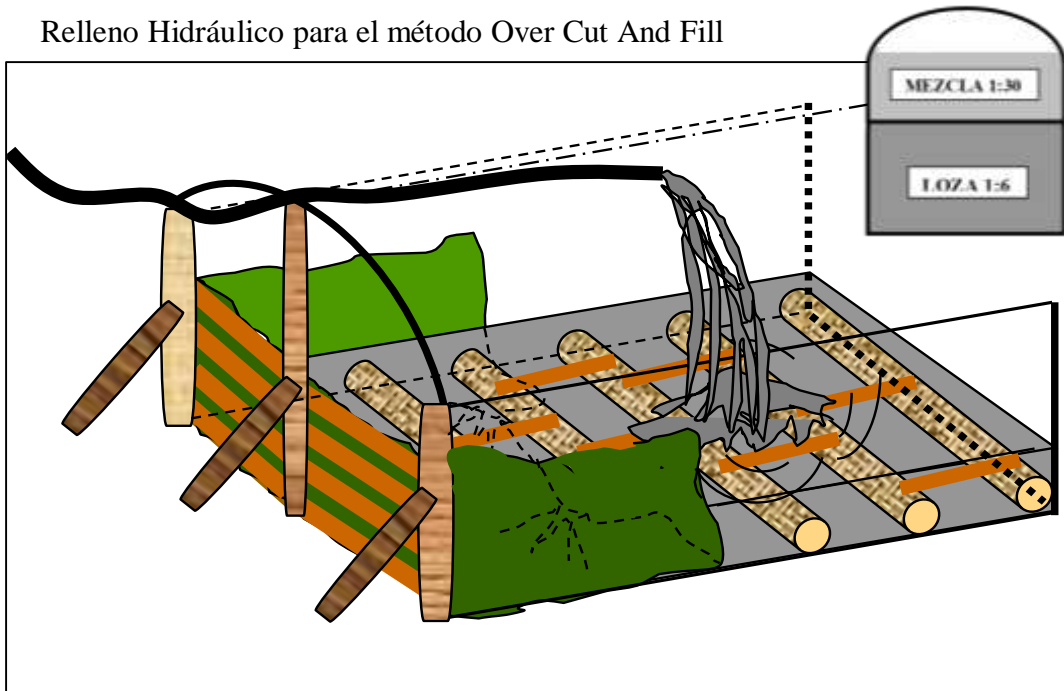
Anexo 5.

Estándar de Relleno Hidraulico Cementado según Metodo

Relleno Hidráulico para el método Over Cut And Fill.



Relleno Hidráulico para el método Over Cut And Fill



Anexo 6.

Circuito de Ventilación Mina, según labores

Ingreso de aire Limpio

ESTAC.	UBICACION	CAUDAL	
	Labor	m3/min	CFM
I-1	RB 12852-5	0.0	0
I-2	BM 8440	512.3	18,092
I-3	BM 8066 - E 20	933.1	32,952
I-4	BM 8100 - E19	1,825.4	64,464
I-5	RB. 8030 DIAMANTE	320.9	11,331
I-6	RB 16235	603.9	21,327
I-7	PIQUE EXCELSIOR-McFARLANE	1,902.1	67,173
I-8	PIQUE LOURDES N°1	3,576.4	126,301
I-9	RB 10112	2,600.0	91,819
I-10	RB. 8212-1	31.4	1,109
I-11	BM 4070	3,064.1	108,209
I-12	BM 8080 CNB	276.0	9,747
I-13	CH 10958	40.8	1,441
I-14	CH 12958-1 / SN 10956	190.7	6,735
I-15	CH 14158 - CH 8066	238.6	8,426
TOTAL INGRESO		15,507.8	569,123
REQUERIMIENTO TOTAL		13,328.3	471,156
COBERTURA DE LA MINA PARAGSHA		121%	

Salida de aire viciado

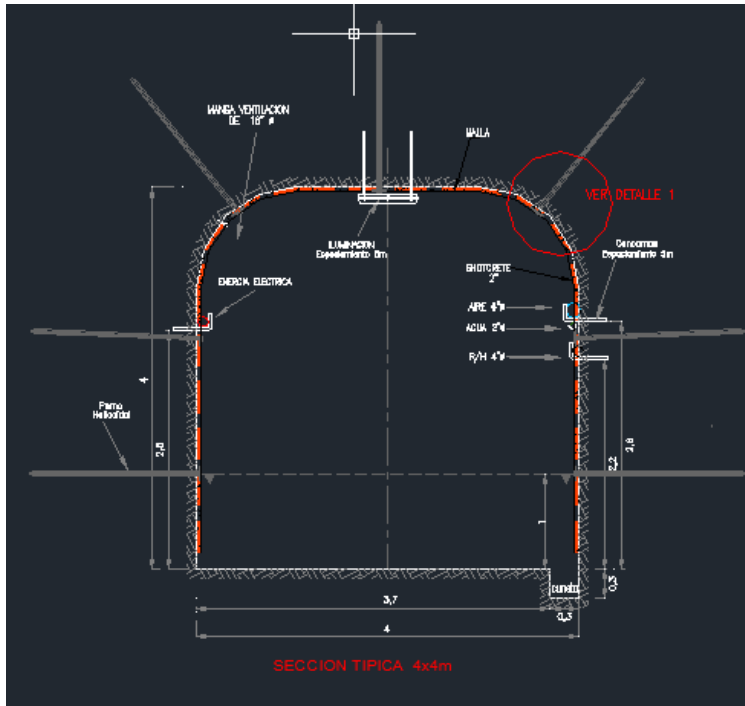
ESTAC.	UBICACION	CAUDAL	
	Labor	m3/min	CFM
S-1	RB 12472	277.20	9741.00
S-2	RB16919-1	2,170.8	76,662
S-3	RB 10120	1,788.3	63,154
S-4	RB 81500	251.1	8,868
S-5	RB 1046	557.8	19,699
S-6	RB 16919-2	121.6	4,294
S-7	RB 12830 FIRTH	1,560.7	55,116
S-8	RB 1263	710.4	25,088
S-9	BM CHASQUI	3,509.0	123,920
S-10	RB 8892 SW	165.6	5,848
S-11	RB 1654	290.1	10,245
S-12	PIQUE SAN EXPEDITO	1,358.1	47,961
S-13	BM LOURDES (RP. 61867)	777.1	27,443
S-14	RB. 10035 NW	870.8	30,752
S-15	SN8357 CNB	1,511.6	53,382
S-16	RB 8060	101.2	3,574
TOTAL SALIDA		16,020.0	565,747

Fuente: Superintendencia de Mina – Mina Paragsha

Anexo 8.

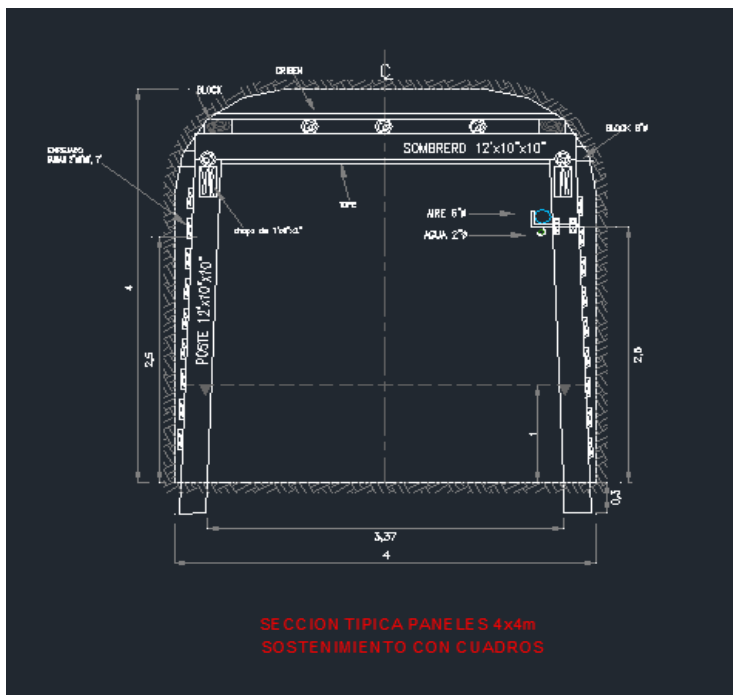
Estándar de Sostenimiento de las Galerías

Sostenimiento con shotcrete + Split set



(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

Sostenimiento con cuadro de madera



(Fuente: Área de Ing. Y Planeamiento Mina, EA Cerro SAC)

Anexo 9.

Flujo de Caja – Explotacion de CRA con Taladros Largos

FLUJO DE CAJA - EXPLOTACION CRA CON TALADROS LARGOS CUERPO J337-A NIVEL 1400												
	P01	P02	P03	P04	P05	P06	P07	P08	P09	P10	P11	P12
Programa Producción												
Mineral (Kton)	0.00	0.00	4.75	4.75	4.75	4.75	4.75	4.75	4.75	4.75	4.75	4.75
Desmonte (Kton)	2.56	2.56	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30
Mineral + Desmonte (Kton)	2.56	2.56	6.05	6.05	6.05	6.05	6.05	6.05	6.05	6.05	6.05	6.05
Valor de Mineral (US\$/ton)	0.00	0.00	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08
Ingresos												
Mineral (Kton)	0.00	0.00	4.75	4.75	4.75	4.75	4.75	4.75	4.75	4.75	4.75	4.75
Valor de Mineral (US\$/ton)	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08
Ingreso (US\$)	0.00	0.00	528	528	528	528	528	528	528	528	528	528
Egresos												
Costo Minado Mineral	0.00	0.00	102.55	102.55	102.55	102.55	102.55	102.55	102.55	102.55	102.55	102.55
Costo Minado Desmonte	48.59	48.59	24.67	24.67	24.67	24.67	24.67	24.67	24.67	24.67	24.67	24.67
Costo Planta	0.00	0.00	57.00	57.00	57.00	57.00	57.00	57.00	57.00	57.00	57.00	57.00
Egresos (US\$)	48.59	48.59	184.23	184.23	184.23	184.23	184.23	184.23	184.23	184.23	184.23	184.23
Margen Bruto	-48.59	-48.59	343.43	343.43	343.43	343.43	343.43	343.43	343.43	343.43	343.43	343.43
Gastos												
Gastos Administrativos	12.57	12.57	29.71	29.71	29.71	29.71	29.71	29.71	29.71	29.71	29.71	29.71
Gastos de Ventas	0.00	0.00	31.66	31.66	31.66	31.66	31.66	31.66	31.66	31.66	31.66	31.66
EBITDA	-61.16	-61.16	282.06	282.06	282.06	282.06	282.06	282.06	282.06	282.06	282.06	282.06
Depreciación	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57
EBIT	-66.73	-66.73	276.49	276.49	276.49	276.49	276.49	276.49	276.49	276.49	276.49	276.49
Impuestos	-20.02	-20.02	82.95	82.95	82.95	82.95	82.95	82.95	82.95	82.95	82.95	82.95
Depreciacion	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57	5.57
NOPAT	-41.14	-41.14	199.11	199.11	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54
Inv de capital (CAPEX)	67											
Inversiones de K de W												
Valor de recuper (perpetuidad)												
Recuperacion K de W												
Flujo de Caja Libre	-41.14	-41.14	199.11	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54
CCP	11.04%											
VAN USK	790											
TIR	140%											
Indice Rentabilidad	12.80											
Flujos Netos	(66.90)	(41.14)	199.11	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54	199.54
Flujos Netos Descontados	(66.90)	(37.05)	145.43	127.31	114.65	103.25	92.99	83.74	75.41	67.92	61.16	55.08
Flujo Neto Acumulado	(66.90)	(103.94)	8.12	135.43	250.08	353.33	446.32	530.06	605.47	673.39	734.55	789.64
Periodo de Recuperación de la	2	Meses 29 días	2.91									

(Fuente: Personal)

Anexo 10

Flujo de Caja – Explotación de CRA por paneles con Jackleg.

	P01	P02	P03	P04	P05	P06	P07	P08	P09	P10	P11	P12
FLUJO DE CAJA - EXPLOTACION CRA POR PANELES CUERPO J337-A NIVEL 1400												
Programa Producción												
Mineral (Kton)	0.00	0.00	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10
Desmonte (Kton)	2.40	2.40	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60
Mineral + Desmonte (Kton)	2.40	2.40	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70
Valor de Mineral (US\$/ton)	0.00	0.00	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08
Ingresos												
Mineral (Kton)	0.00	0.00	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10
Valor de Mineral (US\$/ton)	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08	111.08
Ingreso (US\$)	0.00	0.00	233	233	233	233	233	233	233	233	233	233
Egresos												
Costo Minado Mineral	0.00	0.00	65.60	65.60	65.60	65.60	65.60	65.60	65.60	65.60	65.60	65.60
Costo Minado Desmonte	70.80	70.80	17.70	17.70	17.70	17.70	17.70	17.70	17.70	17.70	17.70	17.70
Costo Planta	0.00	0.00	25.20	25.20	25.20	25.20	25.20	25.20	25.20	25.20	25.20	25.20
Egresos (US\$)	70.80	70.80	108.50	108.50	108.50	108.50	108.50	108.50	108.50	108.50	108.50	108.50
Margen Bruto	-70.80	-70.80	124.77	124.77	124.77	124.77	124.77	124.77	124.77	124.77	124.77	124.77
Gastos												
Gastos Administrativos	11.78	11.78	13.26	13.26	13.26	13.26	13.26	13.26	13.26	13.26	13.26	13.26
Gastos de Ventas	0.00	0.00	14.00	14.00	14.00	14.00	14.00	14.00	14.00	14.00	14.00	14.00
EBITDA	-82.58	-82.58	97.52	97.52	97.52	97.52	97.52	97.52	97.52	97.52	97.52	97.52
Depreciación	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10
EBIT	-86.68	-86.68	93.42	93.42	93.42	93.42	93.42	93.42	93.42	93.42	93.42	93.42
Impuestos	-26.01	-26.01	28.03	28.03	28.03	28.03	28.03	28.03	28.03	28.03	28.03	28.03
Depreciación	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10	4.10
NOPAT	-56.58	-56.58	69.49	69.49	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39
Inv de capital (CAPEX)												
Inversiones de K de W												
Valor de recuper (perpetuidad)												
Recuperación K de W												
Flujo de Caja Libre	-56.58	-56.58	69.49	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39
CCP	11.04%											
VAN US\$K	169											
TIR	47%											
Indice Rentabilidad	4.43											
Flujos Netos	(49.20)	(56.58)	69.49	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39	65.39
Flujos Netos Descontados	(49.20)	(50.95)	50.76	43.01	38.74	34.89	31.42	28.29	25.48	22.95	20.67	18.61
Flujo Neto Acumulado	(49.20)	(100.15)	(95.28)	(52.27)	(13.53)	21.36	52.78	81.07	106.55	129.50	150.17	168.78
Periodo de Recuperación de la Inversión	5 Meses 12 días											5.39

(Fuente: Personal)