



Universidad Nacional
SAN LUIS GONZAGA



Atribución-NoComercial-SinDerivadas 4.0 Internacional

Esta licencia es la más restrictiva de las seis licencias principales Creative Commons, permitiendo a otras solo descargar sus obras y compartirlas con otras siempre y cuando den crédito, pero no pueden cambiarlas de forma alguna ni usarlas de forma comercial.

<http://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/4.0>



UNIVERSIDAD NACIONAL "SAN LUIS GONZAGA"
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS Y METARLURGIA
EVALUACIÓN DE ORIGINALIDAD



El que suscribe, deja constancia que se ha realizado el análisis con el software de verificación de similitud de **Tesis** cuyo título es:

**"APLICACIÓN DE METODOS DE MINADO Y LA PRODUCCION DE MINERALES EN LA
SOCIEDAD MINERA CATALINA HUANCA S.A.C. - 2020"**

Presentado por:

FLORES ROJAS BRUNO

Estudiante del nivel PREGRADO de la **Facultad de Ingeniería de Minas y Metalurgia**. El resultado obtenido es 19% por el cual se otorga el calificativo de:

(APROBADO, Según Reglamento de Evaluación de la Originalidad)

Se adjunta al presente el reporte de evaluación con el software de verificación de originalidad.

Observaciones:

APROBADO OBTUVO EL 19% (MENOR O IGUAL AL 20% REQUERIDO)

Ica, 07 de junio de 2023

.....
DR. VICTOR MANUEL FLORES MARCHAN
DIRECTOR DE UNIDAD DE INVESTIGACION
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS Y METALURGIA

UNIVERSIDAD NACIONAL “SAN LUIS GONZAGA” DE ICA
VICERRECTORADO DE INVESTIGACIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS Y METALURGIA



**Aplicación de métodos de minado y la producción de minerales
en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020**

LÍNEA DE INVESTIGACIÓN

Desarrollo en ciencias puras, ciencias de la tierra e ingeniería de procesos

INFORME FINAL DE TESIS

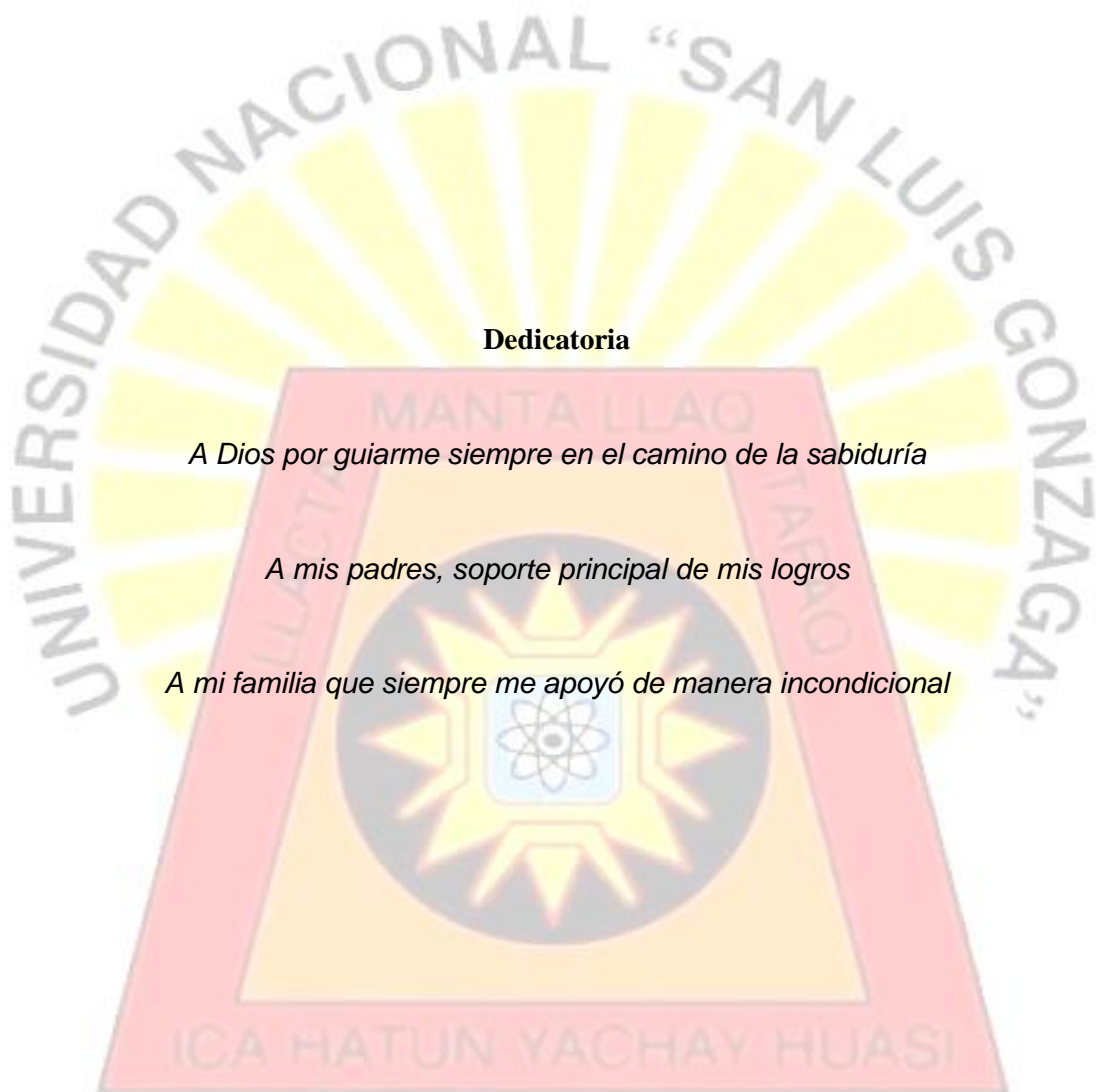
**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR

BACH. BRUNO FLORES ROJAS

NASCA – PERÚ

2022



Dedicatoria

A Dios por guiarme siempre en el camino de la sabiduría

A mis padres, soporte principal de mis logros

A mi familia que siempre me apoyó de manera incondicional



Agradecimiento

A la Universidad San Luis Gonzaga de Ica

A la Facultad de Minas y Metalurgia

A la escuela profesional de Ingeniería de Minas

A toda la plana docente por su guía profesional.

A Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. por ofrecerme la oportunidad

A mis amigos que aportaron para realizar mi mas grande sueño

Índice de contenidos

Dedicatoria.....	ii
Agradecimiento	iii
Índice de contenidos.....	iv
Índice de tablas.....	v
Índice de figuras	vi
Resumen.....	vii
Abstract.....	viii
I. INTRODUCCIÓN	9
II. ESTRATEGIA METODOLÓGICA	36
2.1. Ámbito de estudio y antecedentes.....	36
2.2. Tipo de investigación	40
2.3. Nivel de investigación.....	40
2.4. Diseño de investigación	40
2.5. Población y muestra	40
2.5.1. Población	40
2.5.2. Muestra	40
2.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	40
2.7. Técnicas de análisis e interpretación de datos.....	40
III. RESULTADOS	42
IV. DISCUSIÓN	65
V. CONCLUSIONES.....	67
VI. RECOMENDACIONES.....	68
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	69
VIII. ANEXOS.....	72

Índice de tablas

Tabla 1. <i>Criterios de selección del método</i>	22
Tabla 2. <i>Criterios de selección del método Sublevel Stopping</i>	27
Tabla 3. <i>Criterios de selección del método Cámaras y Pilares</i>	32
Tabla 4. <i>Vías de acceso a la Unidad Catalina Huanca</i>	39
Tabla 5. <i>Ensayos de compresión simple</i>	44
Tabla 6. <i>Ensayos de propiedad física</i>	44
Tabla 7. <i>Ensayos de tracción directa</i>	44
Tabla 8. <i>Ensayos de compresión triaxial</i>	45
Tabla 9. <i>Ensayos de propiedades elásticas</i>	45
Tabla 10. <i>Ensayos de corte directo</i>	46
Tabla 11. <i>Avance lineal total año 2019</i>	60
Tabla 12. <i>Avance lineal 2020</i>	62
Tabla 13. <i>Producción año 2019</i>	63
Tabla 14. <i>Producción año 2020</i>	64



Índice de figuras

Figura 1. <i>Clasificación según el arranque</i> Nota: <i>Obtenido de Herrera Herbet</i>	19
Figura 2. <i>Clasificación según la roca mineralizada y la encajante</i> Nota: <i>Obtenido de Herrera Herbet</i>	19
Figura 3. <i>Corte y relleno ascendente</i>	23
Figura 4. <i>Corte y relleno descendente</i>	23
Figura 5. <i>Sublevel Stopping</i>	26
Figura 6. <i>Shrinkage Stopping</i>	30
Figura 7. <i>Comparativo avance lineal 2019-2020</i>	61
Figura 8. <i>Comparativo total avances</i>	61
Figura 9. <i>Producción año 2020</i>	64
Figura 10. <i>Comparativo producción zonas 2019-2020</i>	65
Figura 11. <i>Comparativa producción total</i>	65



Resumen

TITULO: Aplicación de métodos de minado y la producción de minerales en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.

OBJETIVO: Determinar de qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción de minerales en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.

MATERIAL Y MÉTODO: Es una investigación de tipo aplicada, nivel descriptivo - explicativo y diseño no experimental; se empleó la técnica del fichaje y el análisis documental.

CONCLUSIÓN: Se ha logrado determinar que la aplicación de métodos de minado ha incrementado la producción de minerales en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. 2020, debido a que se obtuvo 923,482 Tn de mineral mayor a los 808,498 Tn obtenidos en el año 2019; es decir, se incrementó en un 14.22% las toneladas de mineral extraído; además se consiguió un incremento del avance lineal del 13.92%, y la producción de minerales en vetas y cuerpos incrementaron porcentualmente en un 16.92% y 13.53% respectivamente.

Palabras Claves: Métodos de minado, producción de minerales, vetas

Abstract

TITLE: Application of mining methods and mineral production in Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.

OBJECTIVE: To determine how the application of mining methods affects the production of minerals in Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.

MATERIAL AND METHOD: It is an applied type of research, descriptive - explanatory level and non-experimental design; the technique of signing and documentary analysis were used.

CONCLUSION: It has been determined that the application of mining methods has increased the production of minerals in sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. 2020, due to the fact that 923,482 tons of ore were obtained greater than the 808,498 tons obtained in 2019; that is, the tons of extracted ore increased by 14.22%; In addition, an increase in linear progress of 13.92% was achieved, and the production of minerals in veins and bodies increased by 16.92% and 13.53% respectively.

Keywords: Mining methods, mineral production, veins

I. INTRODUCCIÓN

La industria minera con el pasar del tiempo ha contribuido en la economía de los países que la desarrollan; convirtiéndose así en ámbito referencial para el desarrollo económico por su característica de ser generadora de ingresos en relación a las exportaciones reflejadas en los aspectos financieros; en ese sentido en el Perú la minería otorga alrededor del 10% al Producto Bruto Interno (PBI)[1] y participa en un 60.5% de las exportaciones generadas por el país[2]. La minería en el Perú a consecuencia de su enorme potencial geológico que la conforman ostenta una dinámica de producción a gran escala, ubicándose entre los primeros puestos de países productores de minerales metálicos [3].

La actividad minera genera interés alrededor de todo el mundo puesto que actualmente las empresas no solo están buscando generar mayores rentabilidades en el negocio sino hacerla sostenible en el tiempo; otorgando así beneficios múltiples para los países donde se practica, no solo de carácter económico sino también ha permitido mejorar la calidad de vida de las comunidad, distritos, provincias y regiones donde es pertinente la explotación a través del canon minero u otros impuestos generados que se considera obligación principal de las empresas, sumado al gratificante aporte voluntario que las empresas realizan anualmente para mejorar las relaciones con estas comunidades y así poder formar nuevas alianzas de responsabilidad social.

Es bien sabido que la actividad minera se comprende de diversos procesos que en su conjunto tienen como enfoque primordial extraer el mineral económicamente rentable para comercializarlos con un grado de pureza y este en próximos métodos metalúrgicos pueda convertirse en bienes necesarios para el uso cotidiano de la humanidad, por ello es importante que este proceso denominado la explotación de minas pueda conllevarse de manera dinámica e ininterrumpida, basado en la eficacia de los métodos usados para lograr tal extracción eficaz de la que tanto se requiere; ya que la mala elección generaría tiempos atrasados, maximización de recursos energéticos y materiales, así como bajas productividades, costos elevados no acordes al sistema de explotación, que en su confluencia otorgarán minimizar la rentabilidad pronosticada; por ello es fundamental. En ese sentido Delphos Mine Planning [4] define un método de minado como la forma geométrica que se utiliza para llevar a cabo la explotación de un yacimiento determinado, dividiendo los cuerpos mineralizados de manera eficiente en sectores aptos para su laboreo y está exenta a factores de cada yacimiento como la calidad de roca, forma del cuerpo mineralizado y sus dimensiones propias, el mismo que en su elección más óptima permitirá dinamizar la producción y elevar la productividad.

Lo antes analizado se relaciona con lo observado en la mina Catalina Huanca, donde se ha priorizado obtener un incremento de producción en base a la implementación de métodos de minado según el tipo de mineralización que en su avance se encuentren, para ello ha requerido un análisis exhaustivo de la metodología usada cotidianamente para así bajo estudios geomecánicos y geológicos poder realizar la aplicación de estos métodos de minado y su diseño de labores y el respectivo ciclo de minado que la va a comprender; todo de tal manera como se dijo antes, poder mejorar los niveles de avance en labores, aumentar el grado de producción en zonas de cuerpos mineralizados como las vetas o cuerpos.

En síntesis, el estudio buscará verificar cómo la aplicación de distintos tipos de minado subterráneo según las características del yacimiento y mineralización puede incidir en la producción de minerales y sus parámetros como el avance lineal; por lo que es pertinente al análisis previo y relevante para los fines empresariales económicos como negocio.

Es así que, en relación a lo analizado en anteriores párrafos, se han encontrado investigaciones afines al mismo como:

Según **Parra Parra**[5] en su **Tesis de Pregrado**: “Selección y diseño del sistema de explotación subterráneo del Dominio Este del depósito VMS “El Domo” ubicado en la provincia de Bolívar”. El cual planteó como **objetivo**: “Seleccionar y diseñar el sistema de explotación subterráneo para la extracción del mineral polimetálico existente en el Dominio Este del depósito VMS el “Domo” ubicado en el Cantón las Naves, Provincia de Bolívar”. Fue una investigación de tipo descriptivo – prospectivo y multidisciplinario. Al término el autor **concluyó** que:

- a) El empleo de metodología numérica de selección del método de explotación determinó que el método de explotación más apropiado para el Dominio Este del Depósito VMS “El Domo” es por Cámaras y Pilares.
- b) Las labores de desarrollo propuestas para el diseño son una rampa principal con 12% de pendiente (5mx5m), estocadas (3mx3mx5m), chimeneas de ventilación y servicio (3 m de diámetro). Las labores de preparación serán galerías transversales (7mx7m) y calles de producción (7mx7m) como labores de explotación, cuyos pilares cuadrados serán de 7mx7m.
- c) La ley de corte crítica NSRc estimada para este proyecto fue la propuesta por el RPA (2018) que es de 62 \$/tonelada. El diseño de explotación realizado con la ley de corte antes mencionada obtuvo reservas explotables de 1 726.427,11 toneladas con leyes de 0.72 gr Au/t, 15.01 gr Ag/t, 0.98% Cu, 0.08% Pb y 0.99% Zn.

Según **Cárdenas Campoverde y Vélez Reibán**[6] en su **Tesis de pregrado**: “Análisis del diseño de explotación mediante el sistema Long Hole Stopping para el proyecto minero Loma Larga,

Azuay - Ecuador”. El cual planteó como **objetivo**: “Analizar y mejorar el diseño de explotación a través del método Long Hole Stopping en el proyecto Loma Larga”. Fue un estudio de alcance descriptivo y de campo, bajo técnicas de análisis documental. Al término el autor **concluyó** que:

- a) El sistema Long Hole Stopping transversal se acopla de manera efectiva gracias a la geometría y condiciones de terreno del yacimiento.
- b) Este sistema de minado nos da aseguramiento de alto porcentaje de extracción por que se adapta perfectamente al método en relación a los indicadores que se requiere.
- c) Los tamaños de los bloques de extracción que se propone son de 18, 20 y 20 metros de ancho, altura y longitud respectivamente.
- d) El rendimiento de trabajo es optimo y seguro, ya que este método funciona eficazmente en alto porcentaje mecanizado, y el sistema ostenta alta versatilidad ya que se puede modificar la extracción para obtener modificaciones de rendimiento en el transcurso de la explotación
- e) Con el denominado método se pretende extraer un total de 13 926.475 toneladas de material que contiene alrededor de 1 979 997 onzas de oro que se recuperarán en relación a una vida útil de 12 años.

Según **Sucasaca Pacombia**[7] en su **Tesis de pregrado**: “Incremento de la producción del mineral en los tajeos Carlota y San José mediante el método de explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en la Minera Arirahua S.A.”. El cual planteó como **objetivo**: “Incrementar la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José, mediante el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado con relación al método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Minera Arirahua S.A.”. Fue una investigación de tipo descriptivo y de campo. Al término el autor **concluyó** que:

- a) Con la aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado para explotar los tajeos Carlota y San José, se ha incrementado la producción de 230 TM/día, obtenido mediante el método de corte y relleno ascendente convencional a 285 TM/día, con el método de corte y relleno ascendente mecanizado, con un incremento de 55 TM/ día, con una ley promedio de 4.5 gr Au/TM, en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa.
- b) Mediante el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional se ha obtenido una producción de 230 TM/día en los tajeos Carlota y San José de la Minera Arirahua S.A.- Arequipa, solo utilizando equipos livianos y sobre rieles.

c) Al aplicar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en la explotación de los tajeos Carlota y San José se ha incrementado a una producción de 285 TM/día en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa, utilizando en la perforación taladros de 6 pies, acarreo entorno se utiliza Dumper de 6 TM y 12 TM sistema track less Mining. Según **Alata Ttito**[8] en su **Tesis de pregrado**: “Implementación del método Sublevel Stopping con taladros largos para el minado del Tajo 012, Nv 18 Veta Ximena – Zona Oroya – Casapalca”. El cual planteó como **objetivo**: “Implementar un método de explotación adecuada para el minado del tajo 012 veta Ximena Zona Oroya, que sea compatible con los criterios de operatividad, costos y seguridad para cumplir con la producción planeado de acuerdo a las condiciones encontradas en el yacimiento”. Fue una investigación de tipo aplicada aplicada – experimental y cuantitativa; nivel descriptivo – explicativo. Al término el autor **concluyó** que:

- a) La implementación del método de explotación Sub Level Stopping con taladros largos, logra cumplir e incrementar la producción programada que se venía teniendo con el método corte y relleno ascendente (realce) semi mecanizada, con criterios de seguridad y operatividad, la producción de mineral incremento de 158.4 TM diarias a 362.88 TM diarias.
- b) Es una gran oportunidad para revertir los resultados adversos que se venía teniendo en el tajo 012, puesto que el programa de producción incremento de 200 TM/ mes a 4500 TM/mes
- c) Con la implementación de taladros largos en el método sub level stopping, se logra tener una alta productividad que constituye un método seguro para el personal y equipos, el diseño de malla de perforación B=1.2, E=1.4 m es favorable para la veta Ximena que permite tener un buen control de la fragmentación del material, generando una producción de 20.6 m³/taladro.

Según **Villalta Colca**[9] en su **Tesis de Pregrado**: “Aplicación del método de explotación por taladros largos en Veta Virginia de la Unidad San Cristóbal de la Minera Volcan S.A.A.”. El cual planteó como **objetivo**: “Determinar las características geomecánicas del macizo rocoso y la geometría del depósito mineral para la aplicación el método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la Unidad San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.”. Fue un estudio de método descriptivo – aplicativo y cuasiexperimental; nivel descriptivo – explicativo. Al término el autor **concluyó** que:

- a) Se ha determinado las propiedades físicas de la roca intacta, Densidad 2,45 T/m³, Peso específico 24,01 KN/ m³, Densidad mena 3,09 T/m³. Peso específico de la mena 29,596 KN/m³, Propiedades mecánicas de roca intacta, resistencia compresiva uniaxial método destructivo (laboratorio), RCU (filita silisificada) es 62,15 MPa, la RCU (filita

cloritizada) es 61,41 Mpa, La resistencia compresiva uniaxial método no destructivo (esclerómetro), RCU de roca es 72,06 Mpa y la RCU de mena es 94,19 Mpa; con RMR corregido de 54, Tipo de roca III, de calidad Regular o media en nivel 920 - 1020, subnivel 308 - 2, el RMR de caja techo y piso es 47 y el RMR de mena es 41 evaluados en siete sub niveles.

- b) La geometría del depósito mineral es tipo irregular, la potencia promedio de la veta es de 3,017 m y el ancho de minado 3,08 a 4,00 m con variaciones significativas, presentado potencias de 2,85m hasta 3,00 m; de acuerdo a la evaluación realizada se observa un incremento en la potencia hacia la profundización, con buzamiento máximo de 75° SE Y buzamiento mínimo de 59° SE, dirección de Buzamiento máximo 142 y dirección de buzamiento mínimo de 121, estructura litológica variada en una dirección de excavación de N42° E.

Según **Rojas Baca**[10] en su **Tesis de pregrado**: “Optimización de la producción en mantos auríferos mediante el método de corte y relleno ascendente semi mecanizado en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.LTDA”. El cual plantearon como como **objetivo**: “Optimizar la producción en mantos auríferos inclinados, mediante el método de Corte y Relleno Ascendente Semi- mecanizado vs el método de Cámaras y Pilares en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.”. Fue un estudio de metodología descriptiva, trabajo de campo y alcance explicativo. Al término el autor **concluyó** que:

- a) Aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado se ha optimizado la producción de 33.53 t/día a 50.30 t/día en los mantos auríferos inclinados de la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.
- b) Aplicando el método de Cámaras y Pilares se logró una producción de: 33.53 t/día en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.
- c) Aplicando el método de Corte y Relleno Ascendente Semi- mecanizado se ha logrado una producción de: 50.30 t/día en la Empresa Minera J.H.S. e Hijos S.R.Ltda.

Según **Ortiz Basauri y Siguenza Rodríguez**[11] en su **Tesis de pregrado**: “Propuesta del método corte y relleno mecanizado para incrementar la producción en mina Lourdes, UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A”. El cual plantearon como como **objetivo**: “Aplicar el método de explotación Corte y Relleno Mecanizado para incrementar la producción de mineral en Mina Lourdes, UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte”. Fue un estudio de tipo descriptivo – aplicativo y estudio de campo. Al término el autor **concluyó** que:

- a) La aplicación del método de explotación corte y relleno mecanizado es una gran alternativa para incrementar la producción en Mina Lourdes, con 101, 612 TMS con

una potencia diluida de 2.71m y ley diluida promedio de 12.63 g/TM. Las características geomecánicas favorables de la roca caja y el mineral, es aceptable el método a aplicar.

- b) Se diseñaron las labores para aplicar el método de explotación corte y relleno mecanizado para un avance de 2,990 m y un ritmo de producción de 108 TMS/día; considerando rampas, cruceros de ventilación, chimenea de ventilación, ore pass, cruceros para pocktes OP y FP, cámaras, chimeneas de ventilación, chimeneas de servicios, poza de bombeo, rampas basculantes, galerías sobre veta y refugios cada 50 m en todas las labores.
- c) Se determinó el valor de las actividades de preparación, que asciende a US\$ 2'560,140. para un avance de 2,990 m, concluyéndose que el costo de preparación es de US\$ /m 856.23
- d) Se determinó el valor de las inversiones que asciende a US\$ 26'622,077 para un avance de 2,990 m, concluyéndose que el costo del método es de US\$ /m 8,903.70

Los métodos de explotación se definen como una manera geométrica utilizada para explotar un yacimiento preciso, es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo, y la manera en que se efectúa y progresa la explotación propiamente tal. Los métodos mineros subterráneos son adaptados a los cuerpos mineralizados y a las condiciones de la roca, forma y dimensiones del yacimiento, entre otras características. Los métodos subterráneos más selectivos que los métodos a cielo abierto, exceptuando a los métodos por hundimiento [4].

Las condiciones económicas en la actualidad hacen que las operaciones mineras constantemente se estén basando en soluciones innovadoras con las que se tiene necesariamente que utilizar esta extracción de los recursos minerales. En minería el concepto de mineral es un concepto económicamente predestinado ya que se entiende Como una Mena aquella concentración de minerales que pueden ser explotados y luego convertidos en un producto que se vende para poder generar una ganancia financieramente aceptable y rentable bajo ciertas condiciones existentes además el mineral no existe hasta que haya sido adecuadamente definido por lo que se requiere haber acreditado fehacientemente las leyes y calidades del mineral presentes en un yacimiento ya explorado y toda su distribución. Asimismo se necesita un conocimiento altamente calificado del depósito mineral en relación a la tecnología o los métodos de procesamiento y Los costos y los mercados para llevar a cabo un estudio de habilidad que valore la posibilidad de convertirse en una mina [12].

La expresión condiciones económicas existentes y relativas también se entienden como un Amén extraída de lámina que está compuesta por uno o varios minerales con igual o distinto valor en el

mercado con roca estéril sin valor comercial además la Mena tratada en la planta de concentración se procesa en diferentes concentrados por ello que el valor del mineral in situ puede calcularse aplicando precios del mercado al contenido de metal y reduciendo Los costos de tratamiento costo de transporte de concentrado y tarifas de fundición.

Una vez que se ha desarrollado con suficiente detalle de las etapa de prospección exploración investigación de la cimienta y además se ha recuperado toda la información suficiente y necesaria para dar garantías a un análisis posterior se puede ya dar inicio al relevante proceso de Selección del método métodos de protección o método de minado minero más adecuado al yacimiento por ello en la etapa de diseño conceptual se toma una decisión de acudir a una explotación por minería subterránea decisión que se predefine alguno de los lineamientos que llevarán a la Selección del método de minería en el interior el Cuál será el más adecuado. Es así que los factores habituales considerados cuando se requiere abordar la selección de método minero para explotación son [13]:

- Maximización de la seguridad del factor humano
- minimización de Los costos de proceso y operativos
- minimización del plazo y planificación para poder alcanzar la plena producción optimización de la recuperación del mineral
- minimización del porcentaje de dilución aumento de la mecanización e inclusión de la automatización
- minimización de la frase de preproducción preparación y desarrollo
- maximización de la ayuda por parte de la gravedad
- maximización del sostenimiento natural porque genera menos costos y
- maximización de la flexibilidad y adaptabilidad de los métodos

Cada depósito de mineral con el cuerpo mineralizado es único cada depósito de mineral tiene una geología específica una ley distribución de la misma que lo hace único cómo lo es también su forma y su volumen además de la misma forma que también la roca y sus condiciones son variables al igual que las ideas de los ingenieros que pretenden diseñar las minas el mundo de las minas siempre mostrará características de manera especial por ello que las variaciones de los depósitos de mineral son tan grandes y el estado de la tecnología que se incluye es Dinámico el mismo que se comprende de manera rápida que el método que se utilizará para explotar es propio de cada mina.

Una vez que ya se ha comprobado y verificado que el proyecto económicamente es viable se deben seleccionar los métodos de extracción más adecuados de acuerdo con las condiciones naturales y o lógicas geométricas y además las particularidades especiales del depósito mineral recordando que es propio de cada yacimiento es así que las consideraciones incluyen:

- Particularidades espaciales geométricas del depósito Como la forma tamaño espesor inclinación profundidad y buzamiento
- Resistencia de la roca a la caja techo muro y del propio cuerpo mineralizado
- Valor económico de la distribución del total del mineral sulley y además la distribución del mismo dentro del depósito.

La Selección del método de minado en minería subterránea la que se realiza durante la ingeniería del proyecto está basado primordialmente en la configuración geológica y espacial del depósito mineralizado por lo tanto está selección inicial de los métodos que se usarán pueden ser aplicables a la mina en cuestión de entre los que se puede elegir es decir debe manejarse en un análisis Con un objetivo en común. Además, a partir del análisis de los factores antes indicados se procede a elegir el método que ofrece la combinación más razonable y la que tiende a optimizar desde el punto de vista la seguridad la recuperación minera la economía y la eficiencia de explotación es así que actualmente todo tipo de trabajo minero subterráneo persigue los siguientes principios [14]:

- Lograr que se genera un diseño de explotación que se acomode a la forma del cuerpo mineralizado respetando sobre todo la seguridad del factor humano
- Maximizar la extracción del mineral de interés siempre minimizando el movimiento del material estéril o que no tiene valor económico
- Conseguir la capacidad de desestabilizar y permitir el hundimiento de otras zonas localizadas que tienen valor económico para así conseguir que su extracción sea eficiente y mantener estable las que actuarán como Pilares estructurales en el diseño minero

En referencia a la selección de los métodos que se usarán para explotar el mineral económico en operaciones subterráneas la correcta Selección del método que se va utilizar depende fundamentalmente de la forma y el tamaño del depósito el valor de los minerales contenidos la composición su estabilidad y fuerza del estrato rocoso así como la demanda de la producción y las condiciones de seguridad que se le otorga en el trabajo para los colaboradores aunque las técnicas de minería han avanzado eficazmente con el paso del tiempo y cada mina es diferente tal Cómo se decía en párrafos anteriores cada yacimiento está exento a sus propias características es

así que en todas intenta conseguir un entorno de trabajo seguro y que su funcionamiento sea económicamente rentable.

Es así que se usan indicadores importantes en la minería subterránea como la producción neta la eficiencia de avances Los costos de excavación las pérdidas de mineral la dilución del mineral y los efectos de carácter financiero final que depende de la correcta selección y aplicación de los métodos que se van a utilizar para la protección por lo que el objetivo más primordial de la aplicación de un método es la consecución de un menor costo por explotación y en consecuencia un mayor beneficio económico sin embargo la selección de estos métodos no puede basarse únicamente en estos criterios. Eso sí que se da también mayor importancia a las condiciones de la roca en cajón ante y del yacimiento sobre la seguridad del trabajo y por supuesto las operaciones además los condicionantes sobre la excavación y la eficiencia y la dilución del mineral también son particularidades primordiales irrelevantes en la selección de un método para explotar por ello la Selección del método depende de un gran número de factores principales y relevantes Estos factores se pueden clasificar en tres grupos principales:

- Los factores relativos a los geológicos tales como las condiciones del piso los hastiales y el techo Además del espesor de la caja o el yacimiento también la forma inclinación y buzamiento así como la profundidad bajo la superficie y la distribución de las leyes sumado a la calidad de los recursos existentes.
- Los factores relativos a la técnica minera tales como la productividad anual el equipo aplicado las consideraciones de carácter ambiental la recuperación de lámina la flexibilidad del método aplicable las maquinarias los equipos y el ritmo de extracción que se desea.
- Los factores vinculados a lo económico como los costos del capital Los costos de operación y producción los tonelajes de mineral que se propone como objetivo las leyes del yacimiento valor de mineral y la valorización del propio yacimiento.

Pero no siempre ocurre esto ya que en la práctica hay muchos casos en que los factores mineros y geológicos permiten la aplicación de un método determinado pero esta aplicación no está justificada del punto de vista de los resultados financieros además hay casos en los que un método considere la utilización de determinados tipos de máquinas y herramientas pero no se justifica desde el punto de vista de los factores técnico es decir hay una inconsistencia dentro de la consistencia de todos modos la Selección del método es un largo y difícil proceso de carácter ingeniería que requiere un gran crecimiento y una experiencia avanzada para una evaluación

eficaz; Por ello en la toma de decisiones se puede incluir tener que analizar una gran cantidad de base de datos y tener en cuenta muchos factores por ello hay varias metodologías que se van desarrollando con el pasar del tiempo para poder seleccionar el método que se requiere para explotar y se el indicado. En ese sentido y de carácter general la Selección del método más adecuado se hace por el procedimiento de modelo Tecno económico es decir un modelo que se basa en la estimación de los efectos financieros esperados que pueden adquirir por la aplicación de cada método de un grupo de métodos aplicables por ello se selecciona el método de flotación que ofrezca los mejores resultados financieros, El cual considera los siguientes factores determinantes [4]:

- Geometría del yacimiento
 - Forma
 - Potencia
 - Tamaño
 - Regularidad
- Aspectos geotécnicos
 - Resistencia
 - Fracturación
 - Campo tensional
 - Comportamiento
- Aspectos económicos
 - Leyes
 - Valor unitario
 - Productividad
 - Ritmo de producción
- Seguridad y medio ambiente
 - Aspectos de seguridad
 - Impacto ambiental
 - Impacto social



Figura 1. Clasificación según el arranque
 Nota: Obtenido de Herrera Herbet

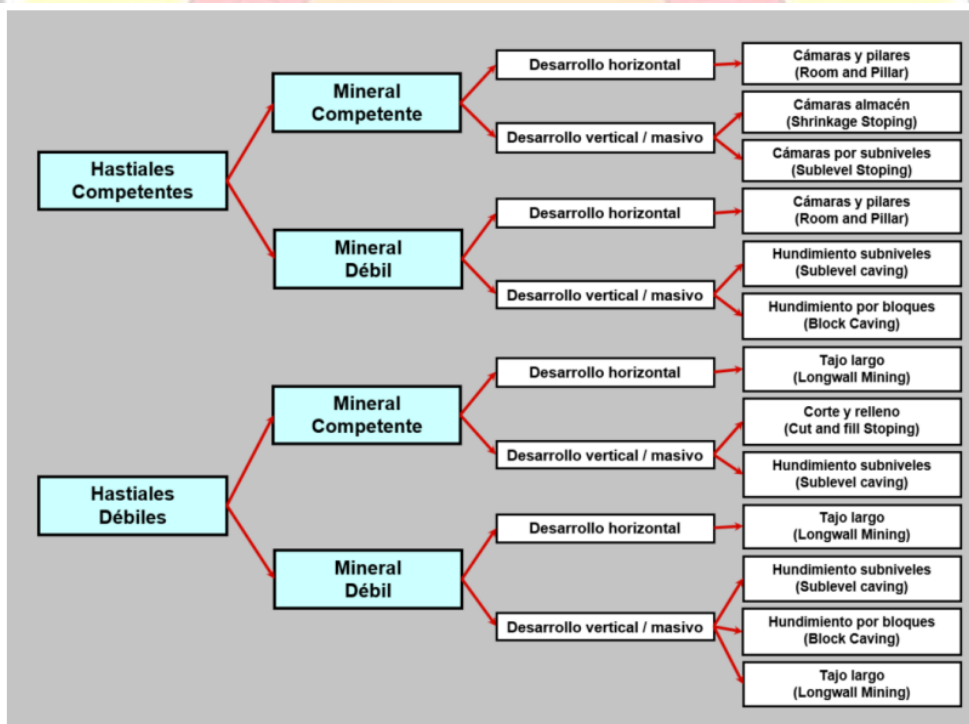


Figura 2. Clasificación según la roca mineralizada y la encajante
 Nota: Obtenido de Herrera Herbet

En referencia al método por corte y relleno este método extrae la mena por medio de recortes horizontales que se inician en un rebaje inferior en la cámara en la que a continuación progresar a la explotación además es un método similar al del almacenamiento por cámaras, pero las cámaras se rellenan con material suelto y cementado procedente de fuera de la propia mina porque la roca que encajona la mena requiere elementos de soporte para mantenerse estable o que las cámaras estén rellenas. Asimismo, el mineral arrancado en franjas horizontales y verticales Empezando por la parte inferior de un Tajo y avanzando verticalmente a diferencia del método de cámaras de almacén en este caso las dimensiones de las cámaras pueden ser mucho más largas aproximadamente entre 60 y 600 m de longitud. A continuación, cuando se extrae la franja completada se rellena el volumen que corresponde con material estéril que sirve de piso de trabajo para proceder a la extracción de la siguiente franja al tiempo que esté permite las paredes y en algunos casos especiales al techo Además este método puede utilizarse en yacimientos que presentan las siguientes características [15]:

- Buzamiento superior a los 50 grados en Roca de tipo incompetente o de calidad geotécnica pobre con un cuerpo mineralizado de moderada potencia y de límites regulares además el mineral es moderadamente firme a débil.
- Yacimiento de grandes longitudes con irregularidades y discontinuidades
- De potencia menor a 30 m con gran extensión y comparativamente con mineral de alta ley y valor puede ser uniforme o variable lo que puede dar lugar a una explotación más selectiva
- Buzamiento algo más horizontales podrían ser admisibles si los coladores son de una pendiente superior al ángulo de reposo es decir más labores en estéril
- Pueden ser de profundidad de hasta 2000 metros

Este método entre sus principales ventajas son que la recuperación es cercana al 100% siendo mucho más selectivo que otros métodos como las cámaras por subniveles o por VCR lo que significa que se pueden trabajar en secciones de alta ley y dejar aquellas zonas donde tiene Baja ley sin explotar además es una opción muy interesante cuando se tiene una forma irregular y la mineralización es dispersa, asimismo es un método seguro que puede alcanzar un alto grado de mecanización.

En referencia a los trabajos de desarrollo estos consistirán en la preparación de Los pilares laterales de base y coronas y es que esto se requieren además la construcción de los niveles de

transporte con Galerías en mineral o en estéril si aquel fuera poco consistente si los hastiales fueran irregulares o la ley poco uniforme además se requieren rampas en espiral construidas amuro del cuerpo mineralizado para acceso a la zona de trabajo de los equipos de mina y un inicio del corte con galería en dirección con otro entre 6 y 8 m aproximadamente por encima de la de transporte si es que está fuese en mineral Asimismo todo ellos se complementará con chimeneas y pozos piqueta para mineral, relleno, ventilación o acceso entre niveles especialmente en este caso es importante dejar construido correctamente todo el sistema de drenaje de la cámara.

La amonesta arranca por perforación y voladura para ser cargado y retirada de la cámara además la perforación de los barrenos de producción se realiza con yumbos Y dónde procede con perforadora de martillo en Cabeza o martillo en fondo el transporte se realiza principalmente por camión, aunque hay explotación es que utilizan trenes Mineros. Los esquemas de diseño de las voladuras pueden ser modificados en función de las necesidades de cada una y adaptarlos en todo momento a la sinuosidad de la roca encajante y las paredes de la cámara también la flexibilidad admite Qué zonas de baja ley sean dejadas simbolar si hay espacio suficiente para maniobrar o bien abandonada para que formen parte del relleno y se han hecho que ser arrancadas. La misma flexibilidad admite modificar de manera puntual los límites de la cámara para poder explotar engrosamientos de mineral en La Roca encajante que con otro método sería in detectado o simplemente abandonado.

Cuando se ha vaciado la cámara se procede al rellenar hidráulico de huecos con esterilice de planta arenosas y deslavados o bien con Estériles de mina además el relleno sirve tanto para el soporte de los axiales de la cámara como para proporcionar la plataforma de apoyo para los diferentes equipos mineros cuando se proceda a explotar la siguiente franja el relleno habitualmente se hace por gravedad con apoyo de máquinas LHD. Es frecuente acudir a relleno hidráulico con Arenas procedentes de la planta de concentración está requieren un deslavado de las mismas y su preparación en una planta de preparación construida al efecto donde el estéril se acondiciona para que tenga entre un 60 y 70% de sólidos antes de ser inyectado al interior de la mina y llevado a las cámaras por medio de un conjunto de tuberías por ello antes de proceder al llenado debe hacerse una cuidadosa comprobación de la correcta implementación Y funcionamiento del sistema de drenaje y recuperación de las aguas aportadas así como las medidas de Barrera y contención para mantener el relleno de la zona prevista.

Tabla 1.
Criterios de selección del método

Criterios de selección del método		
	Aceptable	Optimo
GEOMETRIA DEL YACIMIENTO		
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	Cualquiera	> 3 m
Buzamiento	> 30°	> 60°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
ASPECTOS GEOTÉCNICOS		
Resistencia (techo)	> 30 MPa	> 50 MPa
Resistencia (mena)	s/profundidad	> 50 MPa
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		
Valor unitario de la mena	Medio - Alto	Alto
Productividad y ritmo de explotación	Media - Baja	NA

entre sus variantes se tiene:

- **El corte y relleno ascendente**

- Se trabaja sobre el piso de relleno Mientras que el cielo de la zona de trabajo en la cámara es mineral
- el arranque Avanza en base a cabeza de cámara
- la mena debe ser competente
- el relleno siempre queda al piso
- corte en realce con barrenos horizontales y verticales
- cabe la posibilidad de dejar Pilares en los casos de potencias grandes
- también en yacimientos con gran potencia cabe acudir a relleno cementado lateral
- En muchos casos existe la posibilidad de avanzar mediante calles y en este caso los barrenos siempre serán en vertical

- **El corte y relleno descendente**

- En este caso se trabaja sobre piso de roca mineral quedando el cielo de la cámara en relleno resistente
- el arranque avanza de cabeza a la base de cámara

- es apto para cualquier geotecnia prácticamente pero de manera lógica es un método mucho más caro
- se requieren rellenos resistentes y muy rígidos
- Los costos unitarios son de ^ muy elevado lo que hace que solo sea aplicable en contados casos
- el relleno cementado es a techo de cámara
- Corte con barrenos en horizontal

Corte y relleno ascendente con pilares

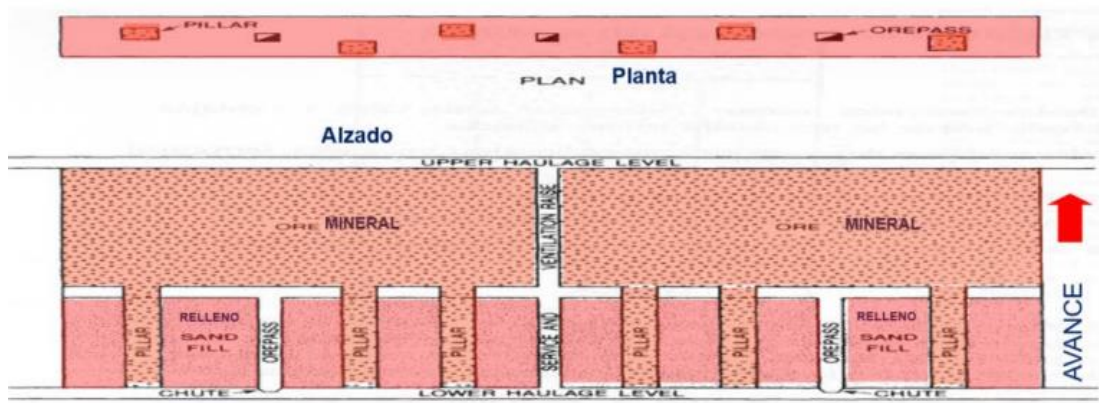


Figura 3. Corte y relleno ascendente

Corte y relleno descendente

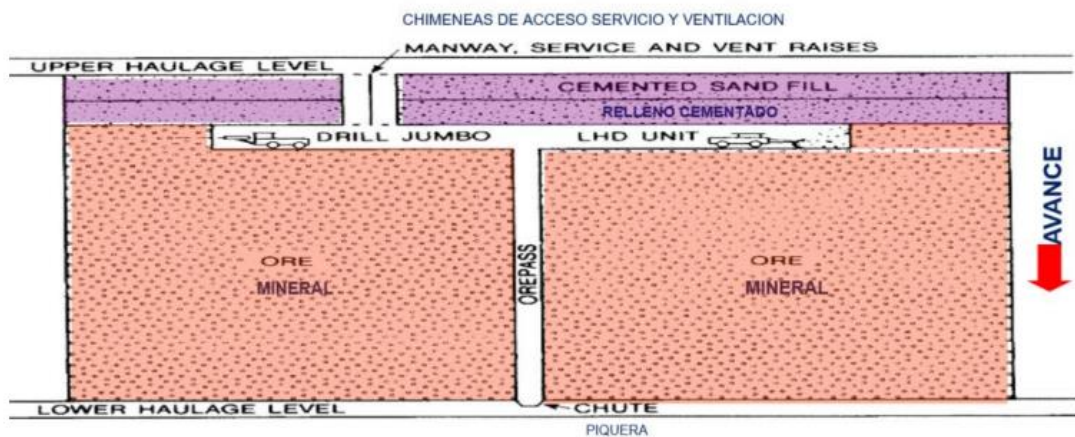


Figura 4. Corte y relleno descendente

En referencia al método Sublevel Stopping, Es el método donde el mineral se explota en cámaras de grandes dimensiones que se van conformando a partir de labores de arranque mediante perforación y voladura Asimismo se utiliza primordialmente para extraer depósitos minerales con las siguientes características [16].

- Verticales o semi verticales con buzamiento muy pronunciado con una inclinación que supera al ángulo de reposo
- Cuerpo mineralizado de media a gran potencia es decir mayor a 6 m
- Roca estable tanto en los hastiales de la cámara como en los frentes de mineral pendientes de ser volados
- Roca encajante y mineral de características competentes y resistentes
- Límites regulares de mineral la existencia de hastiales regulares y estables permiten mantener una dilución menor al 20%
- Se puede ejecutar hasta una profundidad de 2000 m

Este método es muy seguro de Gran productividad debido a que las labores de preparación se realizan en su mayor parte dentro del mineral pero poco selectivo con aproximadamente un 75% de recuperación es así que las ventajas de este método son:

- El trabajo es continuo sin alguna interrupción para rellenar
- El costo por tonelada extraída es bajo y exige poca mano de obra
- La relación de la producción es alta en referencia a la preparación
- Hay gran seguridad para todo el factor humano
- La ventilación es buena y la conservación es mínima

Por otro lado en referencia a la arquitectura de este método se diseña una cámara que sea estable Dentro del conjunto de la explotación y encuadra dentro del cuerpo mineralizado luego se excava una galería general de transporte por la parte inferior de la cámara y desde ella se empiezan las perforaciones transversales a la parte inferior de dicha cámara para que constituyan en puntos de extracción y carga del mineral dentro de la cámara además en niveles superiores se perforan Galerías que atraviesan la cámara y desde las cuales se perforarán y a continuación se cargaran y dispararan de manera secuencial los barrenos de producción. Sumado a ello la parte del sistema de ventilación de la cámara y de las Galerías es necesario construir un pozo dentro del cuerpo mineralizado de la cámara que luego al inicio de las labores de explotación servirá como un cuele inicial y cara libre de los barrenos de producción es así que el cuerpo mineralizado queda dividido en distintas cámaras y entra en las mismas quedan secciones de mineral a modo de Pilares que

van a soportar estructuralmente la arquitectura de lámina en algunos casos es posible recuperar estos Pilares en una etapa posterior cuando las cámaras continuas han sido rellenas y pueden entrar en carga a contribuir al sostenimiento estructural de la mina

La explotación se realiza en sentido ascendente, dando a las cámaras unas dimensiones variables en función de las características geomecánicas. Desde un punto de vista absolutamente general, la longitud de la misma suele ser inferior a los 150 m. La anchura también puede variar de una a otra en la misma mina, pero suele ser también siempre inferior a los 50 m y las alturas varían entre los 40 y los 120 m. El talud puede ser invertido, vertical o natural. La ampliación en lo posible de las dimensiones de la cámara influye directamente en la eficiencia de la excavación minera. Por ello se apunta a que en los diseños se apunta a que las cámaras sean las mayores posibles, pero siempre sin poner en riesgo la estabilidad y seguridad estructural.

El techo de la cámara también tiene una función estructural en cuanto a la estabilidad del conjunto y recibe el nombre de "Pilar Corona". El macizo o pilar que queda en la base y por el que discurre el sistema de extracción, también tiene una función estructural, además de separar de las cámaras que se ubican en niveles inferiores.

Durante la etapa de desarrollo, en los niveles de transporte las galerías se excavan en estéril, siempre a muro y a unos 5 - 10 m por debajo de la cota inferior de la cámara. Para las voladuras se excavan en mineral uno o varios subniveles intermedios, con una o varias galerías por subnivel según anchura de la cámara para barrenos en abanico. El diámetro de estos barrenos es de más de 51 mm. Si la cámara se va a explotar por banqueo con barrenos verticales, es necesario dar franqueo en toda la anchura de la cámara para los mismos. También se realiza un corte completo o socavación en la parte inferior del tajo si se realizarán voladuras en cráter (VCR).

Las Transversales de carga se distribuyen cada 5 – 15 m, y esta red se puede complementar con un sistema de carga- evacuación mediante pozos tolva (como se hacía antiguamente cuando la carga se hacía exclusivamente por gravedad) o pozo de evacuación corridos. Se procede también a la apertura de chimenea y roza entre niveles para apertura del tajo.

Las galerías de subnivel para la perforación de barrenos se excavan dentro del cuerpo mineral y entre los niveles principales. Estas galerías deben ubicarse estratégicamente ya que son los puntos desde los cuales se perforan los abanicos de barrenos largos según el patrón de voladura diseñado. El esquema de perforación específica dónde se van a emboquillar los barrenos, la profundidad y el ángulo de cada uno, todo lo cual debe hacerse con gran precisión para lograr el éxito de la

voladura en cuanto a fragmentación del material arrancado e inexistencia de bolos que pudieran hacer muy difícil o incluso imposible la carga posterior.

Los puntos de extracción se excavan por debajo del fondo de la cámara para una carga segura con LHD, que se pueden combinar con camiones o vagones si el transporte debe cubrir grandes distancias. Se utilizan diferentes diseños para estos puntos de extracción y carga y, por lo general, se dimensionan para que las unidades de carga puedan acceder directamente a la parte inferior de la cámara a intervalos regulares.

La construcción del conjunto de galerías y puntos de extracción por debajo de las cámaras es un procedimiento extenso y, a la vez, de alto coste, por lo que se acude a un diseño más sencillo en el que el nivel de carga está integrado con el fondo de la cámara. La carga de mineral se realiza directamente en el fondo de la cámara. La máquina LHD opera en este caso entrando en la parte inferior de la cámara y, en este caso, por razones de seguridad es operada a distancia por radiocontrol por el operador, que permanece a resguardo en la galería de acceso y sin entrar a la cámara.

El método de cámaras por subniveles requiere que tanto los límites de la cámara como los límites del cuerpo mineralizado sean regulares dado que los esquemas de perforación consideran que toda la longitud del barreno se perfora en mineral (o es considerado como tal). En cuerpos mineralizados de mayores dimensiones, la zona entre techo y muro se divide en módulos a lo largo de la dirección del cuerpo mineral identificados como cámaras primarias y secundarias.

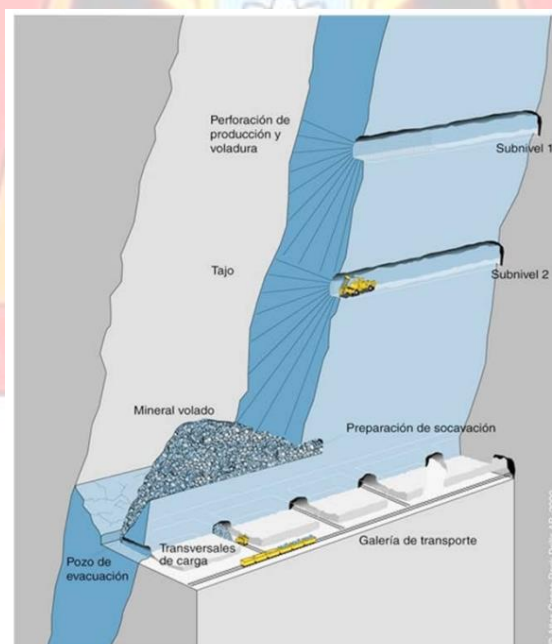


Figura 5. *Sublevel Stopping*

Tabla 2. *Criterios de selección del método Sublevel Stopping*

Criterios de selección del método		
	Aceptable	Optimo
GEOMETRIA DEL YACIMIENTO		
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	> 5 m	> 10 m
Buzamiento	> 45°	> 65°
Tamaño	Cualquiera	> 10Mt
Regularidad	Media	Alta
ASPECTOS GEOTÉCNICOS		
Resistencia (techo)	Influye poco	> 500 k/cm ²
Fracturación (techo)	Media	Baja
Campo tensional in-situ (Profundidad)	< 2000 m	< 1000 m
Comportamiento tenso-deformacional	Elástico	Elástico
ASPECTOS ECONÓMICOS		
Valor unitario de la mena	Bajo	NA
Productividad y ritmo de explotación	Alto	NA

Existe una variante denominada Sublevel Stopping con taladros largos donde se usan barrenos de mayor longitud y mayor diámetro (140 - 165 mm), perforados normalmente con máquinas de martillo en fondo DTH (Down-The-Hole). Las profundidades de barreno pueden alcanzar los 100 m y los esquemas de perforación son similares a los utilizados en la variante de subniveles y tiros cortos, con 4 m de piedra y 6 m de espaciamiento.

La ventaja del método de tiros largos en comparación con el método de tiros cortos es el factor de escala. Los barrenos perforados con ITH son rectos y se puede aprovechar una mayor precisión en la perforación lo que permite pasar de una separación vertical entre galerías de subniveles de 40 m de separación vertical hasta 60 m. no obstante deben de valorarse en detalle los riesgos de datos a las estructuras rocosas de los macizos rocosos remanente cuando se dimensiona una operación de tiros largos

En el método de cámaras almacén o Shrinkage Stopping, el mineral va siendo excavado por franjas y en sentido ascendente, comenzando por la parte baja del cuerpo mineralizado y avanzando progresivamente hacia arriba. Parte del mineral arrancado va quedando en la cámara que se va formando como consecuencia de la excavación, para servir de plataforma de apoyo para extraer el mineral que se encuentra inmediatamente por encima y, al mismo tiempo, realizar la entibación y soporte de las paredes de la cámara [17].

Como consecuencia del esponjamiento de la roca arrancada tras la voladura, su volumen se incrementa en aproximadamente un 50%, por lo que se va extrayendo progresivamente y de manera continua del orden de un 40% del mineral arrancado, con el fin de mantener un espacio libre adecuado y suficiente entre la parte inferior del yacimiento a arrancar y la parte superior del mineral fragmentado por la voladura. Cuando la excavación ha progresado hasta el borde superior del rebaje planeado, se suspende y continúa extrayéndose por debajo el restante 60% del mineral previamente volado hasta vaciar la cámara.

Los cuerpos mineralizados más pequeños se pueden extraer con un único rebaje, mientras que los yacimientos más grandes se dividen en rebajes separados con pilares intermedios para mantener estable el conjunto. Estos pilares generalmente se pueden recuperar al finalizar la extracción regular.

Este método puede usarse en yacimientos con:

- Buzamientos muy pronunciados (debe ser superior al ángulo de reposo).
- Mineral de características firmes y competentes.
- Hastiales en roca encajante y base de la cámara relativamente estables.
- Límites regulares del mineral. Mineral que no se ve afectado por el almacenamiento en la cámara.
- Algunos minerales que contienen sulfuros tienden a oxidarse y descomponerse cuando se exponen a la atmósfera.

El desarrollo necesario para la aplicación del método de cámaras almacén consiste en:

- Una galería de transporte a todo lo largo y paralela a la parte inferior del cuerpo mineralizado.
- Una serie de galerías transversales que cruzan por debajo de la cámara almacén.

- Pozos piqueta que comunican desde las transversales con la parte inferior de la cámara almacén y conos de encauzamiento del mineral. Un corte por la parte inferior de la cámara, de entre 5 y 10 m por encima de la galería de transporte.
- Un pozo de ventilación y acceso desde el nivel de la galería de transporte y a través de la cámara y hasta la parte superior de la misma, para garantizar el acceso y la suficiente ventilación.

El desarrollo de la sección inferior del rebaje se puede simplificar de la misma manera a como se hace en el método de subniveles, es decir, suprimiendo los pozos piqueta y desarrollando transversales directamente a la parte inferior de la cámara que actuarán como puntos de extracción y carga de equipos LHD.

La perforación y la voladura se llevarán a cabo en sentido ascendente. Sin embargo, el mineral arrancado en las voladuras anteriores y amontonado en la cámara impide el uso de equipos de perforación mecanizados. Es por ello que este método todavía utiliza en la mayoría de los casos perforación manual con equipos Jack-lego perforadoras con pie de apoyo.

Con respecto a la carga, antiguamente esta operación se realizaba consiguiendo un vertido directo del mineral a vagonetas desde los cargaderos instalados en los pozos piqueta. Hoy en día, en las minas en las que todavía se aplica este método, el sistema ha cambiado a la utilización de equipos LHD en los puntos de extracción antes mencionados, que son más eficientes.

El método de cámaras almacén era mucho más común e importante antiguamente, cuando la minería era mucho más intensiva en la utilización de mano de obra y mucho menos mecanizada. Presentaba la ventaja de ser un método en el que se eliminaba la carga manual del mineral. En la actualidad, ninguno de estos postulados es válido en un entorno de total mecanización de la minería y donde la necesidad de mantener unos estándares de seguridad, salud y protección de los trabajadores, hacen prácticamente inviable su utilización. En la actualidad presenta serios inconvenientes de cara a su utilización, como son la alta necesidad de mano de obra, las difíciles y peligrosas condiciones en las que debe realizarse el trabajo, la fuerte limitación en la productividad y que la mayor parte del mineral permanece almacenado en la cámara durante un largo período de tiempo. Por esta razón, el método de cámaras almacén ha caído en desuso y ha sido reemplazado por otras técnicas y métodos, como son subniveles, hundimiento por subniveles, corte y relleno, entre otros, métodos que generalmente se pueden aplicar en condiciones similares.

- Explotación:

- Cámaras de 45-90 m largo, 45-90 m alto, 1-30 m ancho, separadas por pilares horizontales y verticales.
- Extracción paulatina del mineral arrancado (35-40 % para un 50-60 % de esponjamiento)
- Preparación:
 - Niveles de transporte con galerías en estéril a muro 5-10 m por debajo de la cota inferior del tajo, separados 45-180 m verticalmente. Subniveles de servicio con piqueras de mineral si la altura de las cámaras es menor.
 - Transversales de carga cada 5-15m. - Sistema de carga- evacuación mediante pozos tolva o pozo de evacuación corrida. Chimeneas de acceso y ventilación entre niveles.
- Aplicaciones:
 - Yacimientos verticales/semiverticales (buzamiento > ángulo de reposo)
 - Generalmente de pequeña potencia (1 a 30 m) y ley media-alta.
 - Mineral firme, exento de arcillas, no combustible, oxidable ni degradable.
 - Hastiales regulares y estables (para evitar dilución y/o sostenimiento)
 - Profundidad: <750 m.

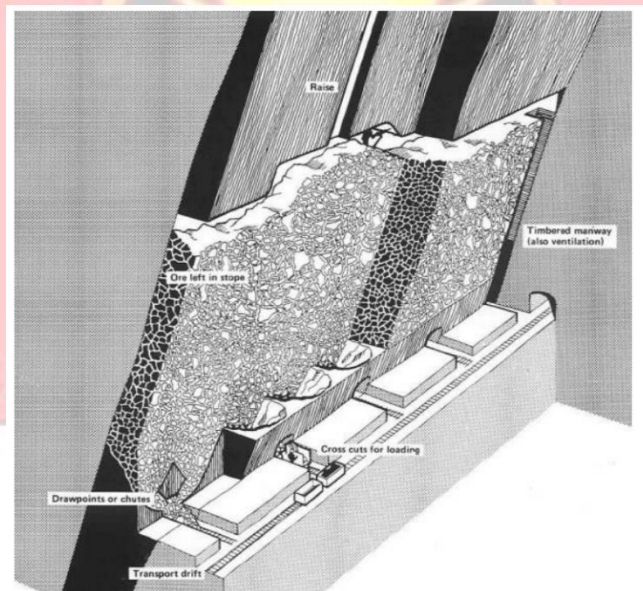


Figura 6. *Shrinkage Stopping*

En referencia a la cámaras y pilares, este procedimiento de explotación es usado de forma muy larga gracias a su bajo coste de explotación, a la vez que facilita una explotación equilibradamente selectiva. Desde muy obsoleto, una de sus primordiales virtudes fue que puede llegarse a una mecanización completa, lo que disminuye extensamente los gastos de explotación [17]. El procedimiento de explotación por cámaras y pilares está planeado para depósitos de tipo tabular horizontal o de ángulo de buzamiento bajo y de espesor con limite, como es la situación de algunos yacimientos de lutitas cupríferas, carbón, sal habitual, potasa, calizas, dolomitas, etc., dejando una o numerosas cavidades vacías, manteniendo el hueco desarrollado permanente, bien de manera natural o bien por medio de pocos elementos de refuerzo. El procedimiento necesita dejar pilares para aguantar el techo de las cámaras abiertas, puesto que estos huecos quedan libres y vacíos cuando concluyen los trabajos de explotación. Facilita la explotación sin inconvenientes de cuerpos mineralizados localizados simultáneamente y separados por zonas de estériles. La rehabilitación del yacimiento, aun no siendo del 100%, puede llegar a recuperaciones satisfactorias del orden del 90 %. Con el objetivo de recobrar la más grande cantidad viable de mineral, se intenta dejar los pilares lo verdaderamente chicos probables. El techo debe mantenerse intacto, por lo cual es recurrente que se instalen bulones en el techo como refuerzo. Las cámaras y los pilares comúnmente están dispuestos con arreglo a patrones regulares. Los pilares se tienen la posibilidad de crear con partes transversales circulares o cuadradas o bien con apariencia de paredes alargadas que separan las cámaras. El mineral contenido en los pilares no es recuperable y, por consiguiente, no están incluidos en el cálculo de reservas explotables. Diferentes condiciones geológicas dan lugar a variaciones en el método de cámaras y pilares.

Hay tres variedades del procedimiento, comúnmente conocidas por su designación en inglés:

- Classic room-and-pillar mining, variante que se aplica a depósitos horizontales o subhorizontales, con espesores de cubierta de moderados a gruesos y a depósitos inclinados con capas de bastante más grande espesor. La extracción del cuerpo mineral crea enormes huecos donde la maquinaria puede moverse de forma sencilla sobre un piso chato. Los cuerpos mineralizados con enormes alturas verticales se extraen en franjas horizontales empezando por la parte de arriba y descendiendo de manera escalonada.
- Post room-and-pillar mining. Esta variante del procedimiento se aplica a yacimientos tabulares inclinados con ángulos de inclinación de 20° a 55°. Hablamos de explotaciones donde las cámaras tienen la posibilidad de lograr enormes alturas verticales, por lo cual el hueco explotado se va rellenando secuencialmente para sostener equilibrados los

pilares y los huecos, a la vez que nuestro relleno sirve de acompañamiento para la circulación y operación de la maquinaria para la explotación de la siguiente franja.

- Step room-and-pillar mining. Es una amoldación del procedimiento a las situaciones en los que el buzamiento del cuerpo mineralizado o de la cubierta es bastante prominente como para aceptar la libre circulación y operación de vehículos y maquinaria neumáticos. Por esta razón los accesos y las extracciones se orientan con un cierto ángulo, dejando escalonado. Son explotaciones en las que, en muchos casos, solo se pueden operar máquinas en perforación y de arranque en muchos casos, solo pueden operar máquinas de perforación y de arranque y carga sobre orugas. La explotación avanza en sentido descendente.

Tabla 3.
Criterios de selección del método Cámaras y Pilares

Criterios de selección del método		
	Aceptable	Optimo
GEOMETRIA DEL YACIMIENTO		
Potencia	> 1 m	> 3 m
Buzamiento	< 30°	Horizontal
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad		
ASPECTOS GEOTÉCNICOS		
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		
Valor unitario de la mena	Bajo	NA
Productividad y ritmo de explotación	Alto	NA

En referencia a los antecedentes evaluados y el desarrollo de las teorías sintetizadas, se considera como problema general:

¿De qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción de minerales en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020?

Y, asimismo, sus problemas específicos, como son:

PE1: ¿De qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la el avance lineal en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020?

PE2: ¿De qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción en vetas en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020?

PE3: ¿De qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción en cuerpos en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020?

Principalmente se conseguirá el incremento de la producción de minerales a partir de métodos de minado eficientes según los aspectos fundamentales de la mina a explotar; eso conlleva obtener mayor avance lineales por desarrollo y preparación e incremento de la producción en zonas específicas como vetas y cuerpos donde se concentra el mayor volumen de material mineral; además eso permite ostentar alta productividad de manera general y específica y así impactar positivamente en las rentabilidades económicas de la empresa.

El estudio se justifica de manera práctica porque va permitir a partir del diagnóstico situacional de las operaciones mineras en materia de explotación y minado, implementar métodos de minado relativos a las condiciones de labores a ejecutarse la misma que va incidir en el avance lineal por preparación y desarrollo, además de dinamizar la explotación de minerales en zonas vetas y cuerpos específicamente; por otro lado al permitir el avance de explotación eficaz, se podrá minimizar los costos operativos y mejorar la seguridad de los colaboradores.

Asimismo, el estudio se justifica de manera técnica, ya que el diseño de labores a partir de métodos de minado se relaciona con el conocimiento de análisis previos que engloban la geología, geomecánica y geotecnia según evaluación de características propias del yacimiento; es decir, es pleno el conocimiento que debe ostentar el autor para entender y relacionar las pautas de selección de métodos de minado y su aplicación.

Finalmente el estudio es justificable de manera teórica porque se desarrolla la teoría pertinente de los métodos de minado y la producción de minerales, fortaleciendo así nueva estructuración de estudio, además de entregar un efecto gnoseológico ya que en la investigación inicial no se encontraron similares en la denominada unidad minera; que se suma al aspecto metodológico de

justificación, porque su alcance es seguido a partir de una ruta metodológica y la usabilidad de técnicas e instrumentos para el alcance de los objetivos.

Es así que la presente investigación ostenta como objetivo general:

Determinar de qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción de minerales en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020. Y su alcance será mediante los objetivos específicos:

OE1: Determinar de qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la el avance lineal en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.

OE2: Determinar de qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción en vetas en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.

OE3: Determinar de qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción en cuerpos en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.

Asimismo, se plantea las hipótesis pertinentes al estudio de manera general:

La aplicación de métodos de minado incrementa la producción de minerales en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.

Asimismo, de manera específica:

HE1: La aplicación de métodos de minado incrementa el avance lineal en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.

HE2: La aplicación de métodos de minado incrementa la producción en vetas en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.

HE3: La aplicación de métodos de minado incrementa la producción en cuerpos en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.

Finalmente, el desarrollo general del presente estudio consta de los siguientes partes:

Introducción: Donde se analiza la situación real de la minería actualmente, se evalúa la problemática existente en la Empresa Minera y sus fines, se desarrolla la teoría verificada existente, se formula el problema, así como los objetivos y las hipótesis resultantes del análisis.

Estrategia metodológica: Dirigido al ámbito metodológico de investigación.

Resultados: Contienen en forma concisa los datos obtenidos, incluyendo tablas, gráficos.

Discusión: Se analizan, comparan e interpretan los resultados, en correspondencia con las bases teóricas establecidas, los criterios del autor y los de otros autores.

Conclusiones: Hacen referencia a los resultados concretos que se obtuvieron en el desarrollo de la investigación y que fueron presentados ampliamente en el desarrollo del cuerpo del informe final.

Recomendaciones: Se realiza las sugerencias acerca de las posibilidades de aplicación práctica de los resultados por parte del autor.

Finalmente se culmina con las referencias bibliográficas consultadas para la realización de la investigación y permitir redactar el presente informe; así como los anexos que complementan la misma.



II. ESTRATEGIA METODOLÓGICA

2.1. **Ámbito de estudio y antecedentes**

2.1.1. **Antecedentes**

CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C. (CHSM), es la TITULAR de la Unidad Minera Catalina Huanca (U.M. Catalina Huanca) y cuenta actualmente con una extensión de 3,000 ha de concesiones mineras ubicadas en la jurisdicción política de los distritos de Canaria y Apongo, provincia de Víctor Fajardo, departamento de Ayacucho, a una altura promedio de 3,250 msnm.

CHSM opera una mina subterránea polimetálica y una planta de beneficio denominada San Jerónimo, a partir de Noviembre 2016 se tiene autorizada el incremento de Producción a 2160 TMD.

Así mismo la Unidad Minera cuenta con una infraestructura compuesta por vías de acceso que conecta todas las áreas de operación; depósitos de desmonte, depósitos de relaves, Laboratorio, Talleres, Oficinas Administrativas, Posta Médica, Sub-estaciones Eléctricas, Campamentos Comedores, entre otras instalaciones auxiliares. Su ubicación de cada uno de ellos se presenta en el PLANO GENERAL DE UBICACIÓN de todas las Instalaciones Superficiales de la operación. En el año de 1954, los trabajos formales de minado fueron iniciados a pequeña escala por la Compañía Minas Canaria S.A., empleando primero el escogido a mano del mineral (pallaqueo) para después obtener los concentrados de plomo y zinc mediante el método semi-mecanizado de concentración gravimétrica, proceso realizado por medio de jigs.

La Dirección General de Minería Mediante R.D. N° 0492-70-EM/DGM de fecha 30 de octubre de 1970 autoriza el funcionamiento de la Planta Concentradora “San Jerónimo”, con una capacidad inicial de 100 TMSD. Minas Canaria S.A., con recurso N° 568190 del 27 de agosto de 1975, solicitó la Ampliación de la Capacidad Instalada de la Concesión de Beneficio de 100 a 300 TMSD. La Compañía sin haber llegado a concluir el proceso de ampliación, en el año 1987 se declaró en quiebra aduciendo razones técnicas, económicas y laborales.

Fue en esas circunstancias que los trabajadores, al amparo de la Ley N°21584, consiguieron la adjudicación de la mina y de los bienes de la empresa mediante la expedición de la Resolución del 7° Juzgado Civil de Lima con fecha del 29 de Febrero de 1988, constituyendo seguidamente la Cooperativa Minera Minas Canaria Ltda.

En julio de 1991, los 307 socios de la Cooperativa decidieron constituir la Compañía Minera Uyuccasa S.A. a través de la cual reiniciaron las labores de explotación, incrementando la capacidad de la planta en forma gradual, hasta llegar a 250 TMSD.

La Compañía Minera Uyuccasa elaboró su Programa de Adecuación y Manejo Ambiental (PAMA) el que fue aprobado mediante la R.D. N° 044-97-EM-VMM, con un total de 12 proyectos, los que no se desarrollaron debido a problemas financieros, administrativos y sociales que no se solucionaron en los años posteriores a la aprobación del PAMA.

Mediante resolución de fecha 21 de mayo de 1999, la Dirección General de Minería, de acuerdo con el Informe N° 190-99-EM-DGM/DPDM, declaró en abandono la solicitud de ampliación de capacidad instalada de la planta de beneficio San Jerónimo de 100 a 300 TMD efectuada con Recurso N° 568190 del 27 de agosto de 1975 y el 24 de diciembre de 1999 Compañía Minera Uyuccasa, luego de más de ocho años de operación, paralizó sus labores, debido a razones técnicas y económicas, hasta el 14 de abril de 2000, fecha en que suscribió un contrato de cesión, tanto de las concesiones mineras como de las demás instalaciones, con Compañía Minera Comice S.R.L.

En octubre del año 2000, la Cooperativa Minera Minas Canaria Ltda. retomó la conducción de la unidad minera y demás instalaciones de U.M. Catalina Huanca, emprendiendo la recomposición de sus cuadros técnicos, con el fin de encontrar una solución razonable para continuar con la explotación de sus recursos minerales, en armonía con las normas de Ambiente y las normas de Seguridad e Higiene Minera.

Posteriormente - en el año 2004 - la Cooperativa Minera Minas Canaria Ltda., suscribió un contrato de compra-venta con el Consorcio Minero S.A.-CORMIN, transfiriéndole las concesiones mineras y demás infraestructura de la U.M. Catalina Huanca.

Ambas empresas acuerdan que durante el periodo de transición, entre la fecha de firma del acuerdo de compra-venta y la fecha de transferencia de propiedad, la Cooperativa Minera Minas Canaria Ltda sería la encargada de la administración de la U.M. Catalina Huanca. Es así que la Cooperativa Minera Minas Canaria Ltda. asume la responsabilidad de ejecutar los proyectos del PAMA de la U.M Catalina Huanca, para lo cual obtuvieron la aprobación del cronograma de reajuste mediante la R.D. N° 328-2004-MEM/AAM, hasta recibir la aprobación del cumplimiento de la ejecución de los mismos mediante R.D. N° 193-2005-MEM/DGMD.

En el transcurso de los años de operación de la mina, el relave producido en la planta concentradora San Jerónimo se fue depositando en cinco depósitos contiguos denominados

Depósitos de Relaves N° 1, N° 2, N° 3, N° 4 y N° 5, ubicados en la margen derecha del río Mishca, cercano a la planta de beneficio (ver Plano 1-02). El cierre de estos depósitos, que en total llegaron a ocupar un área de 1.25 ha, fue ejecutado como parte de los proyectos del PAMA.

A partir de abril del año 2005, la U.M. Catalina Huanca es operada bajo la nueva administración, con la razón social Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.

En el año 2005 la Empresa Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C. recibió la aprobación del EIA del Proyecto de Ampliación de la Capacidad Instalada de la Concesión de Beneficio San Jerónimo de 100 TMSD a 300 TMSD y del Nuevo Depósito de Relaves N° 6 (MINEC, 2004) mediante la R.D. N° 093-2005-MEM/DGM y posteriormente obtuvo la autorización de construcción y al término la de funcionamiento de la planta y del depósito de relaves N° 6 mediante la R.D. N° 414-2005-MEM-DGM.

Al ubicar mayores reservas de mineral Probado y Probable la empresa inicia la expansión de sus operaciones mineras y proyecta la ampliación de la capacidad de producción de la mina de 300 TMD a 1,000 TMD, el que incluye la Ampliación de Capacidad Instalada de la Planta de Beneficio San Jerónimo, luego de lo cual obtiene la aprobación de los siguientes estudios:

- Estudio de Impacto Ambiental (EIA) del Proyecto de Ampliación de la Mina Subterránea a 1000 TMD (Geoservice, 2005), aprobado mediante la R.D. N° 492-2006-MEM/AAM.
- Estudio de Impacto Ambiental (EIA) del Proyecto de Ampliación de la Capacidad Instalada de la Planta de Beneficio San Jerónimo a 1000 TMSD (Geoservice, 2005), aprobado mediante la R.D. N° 363-2006-MEM/AAM.
- Estudio de Impacto Ambiental (EIA) del Depósito de Relaves N° 7 (Geoservice, 2005), aprobado mediante la R.D. N° 171-2006-MEM/AAM, actualmente este depósito se encuentra en operación.
- Estudio de Impacto Ambiental (EIA) del Depósito de Relaves Filtrados Rajaure (Geoservice, 2005), mediante la R.D. N° 493-2006-MEM-AAM.

A fines del año 2005 se inician trabajos para trasladar el material de relaves de los antiguos depósitos de relaves para ser usados en la corona del depósito de relaves N° 6 y posteriormente en el año 2006, para la construcción del dique del depósito de relaves N° 7, utilizando el relave mezclado con material de préstamo. Estos trabajos fueron informados al MEM en las fiscalizaciones 2005-II y 2006-I. Actualmente todo el material de relave ha sido trasladado, no habiendo más material en estos depósitos y el área está siendo actualmente ocupada por la sección de filtrado de relaves de la planta San Jerónimo.

Así también se realizó una modernización y optimización general del proceso, la que incluyó una serie de modificaciones en las instalaciones y equipos de la mina, chancado, molienda, flotación del mineral y de algunas instalaciones e infraestructura de apoyo dentro del marco de los estudios de impacto ambiental (EIA) aprobados.

Actualmente CHSM cúbico mayores recursos y reservas de mineral con el que se proyecta ampliar la capacidad de planta de beneficio a 2500 TMSD, el mismo que podría entrar en operación a inicios del 2020.

La ampliación de la planta de beneficio requerirá de una serie de obras dentro de la operación de mina, planta concentradora, residuos mineros e instalaciones auxiliares, los mismos que son detallados en los siguientes acápite.

A partir de Noviembre 2016, con la inspección realizada a las instalaciones por el ente del ministerio se autoriza a incrementar el tratamiento a 2160 TMD.

2.1.2. Ubicación

El área de emplazamiento de la Unidad Catalina Huanca pertenece a la jurisdicción territorial del distrito de Canaria de la Provincia de Víctor Fajardo, departamento de Ayacucho, Región Ayacucho, a una altitud promedio de 3200 msnm y con coordenadas WGS 84 UTM N 8' 538,000 y E 616,000.

El área de operaciones de la Unidad Catalina Huanca de CHSM SAC es accesible desde Lima por tierra siguiendo la Carretera Panamericana Sur, Carretera Vía los Libertadores hasta la ciudad de Ayacucho y desde allí por las localidades de Cangallo, Huancapi, Cayara, Hualla, Canaria, Taca hasta llegar a la Mina Catalina Huanca y Planta Concentradora San Jerónimo, con un recorrido total aproximado de 693 Km que se realiza en 13 horas de viaje en camioneta.

Existe otra ruta de acceso hacia la Unidad Minera, que actualmente es empleada por camiones para el transporte de concentrado de mineral, se efectúa utilizando la carretera Panamericana Sur, con la siguiente ruta:

Tabla 4.
Vías de acceso a la Unidad Catalina Huanca

Tramo	Distancia	Carretera	Horas
Lima - Nazca	450 Km	Asfaltada	6.0 hr
Nazca - Desvio	83 Km	Asfaltada	2.0 hr
Desvio – Pampa Galera - Mina	150 Km	Afirmada	5.0 hr
Total	683 Km		13.0 h

2.2. Tipo de investigación

La presente investigación será de tipo aplicada; ya que, se enfatizará la teoría respecto de las variables en estudio para luego dar pie al aplicarla poniéndola en práctica y demostrar así sus fines y dar posibilidades a resoluciones de las situaciones planteadas [18], en tal sentido se buscará establecer el incremento de la producción de minerales.

2.3. Nivel de investigación

El presente estudio será de nivel descriptiva - explicativa, porque es referida a estudiar las peculiaridades, cualidades, propiedades, fenómenos contextualizados en la actualidad y sus rasgos esenciales en un momento y tiempo determinado de manera concreta, y además buscará explicar el porqué de los hechos a partir de una realidad estudiada [19].

2.4. Diseño de investigación

La presente investigación es de diseño experimental de modalidad pre experimento, ya que se manipulará una variable denominada independiente (aplicación de métodos de minado) y medir su efecto en la variable denominada dependiente (producción de minerales) [20].

2.5. Población y muestra

2.5.1. Población

La población es la unión de todos los componentes que son propios del espacio territorial al que pertenece el problema que se está investigando y a su vez poseen peculiaridades que las relacionan [21]; en ese aspecto; la investigación se conformará por todas las zonas de explotación de la mina Catalina Huanca, en el año 2020.

2.5.2. Muestra

La muestra es un fragmento que representa a la población, cuyas peculiaridades esenciales son las de ser objetiva, de tal manera que los resultados obtenidos en aquella muestra, se puedan generalizar a cada uno de los componentes que constituyen la población [21]. Al respecto la muestra estará conformada por las zonas cuerpos, zona mantos y zona vetas.

2.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

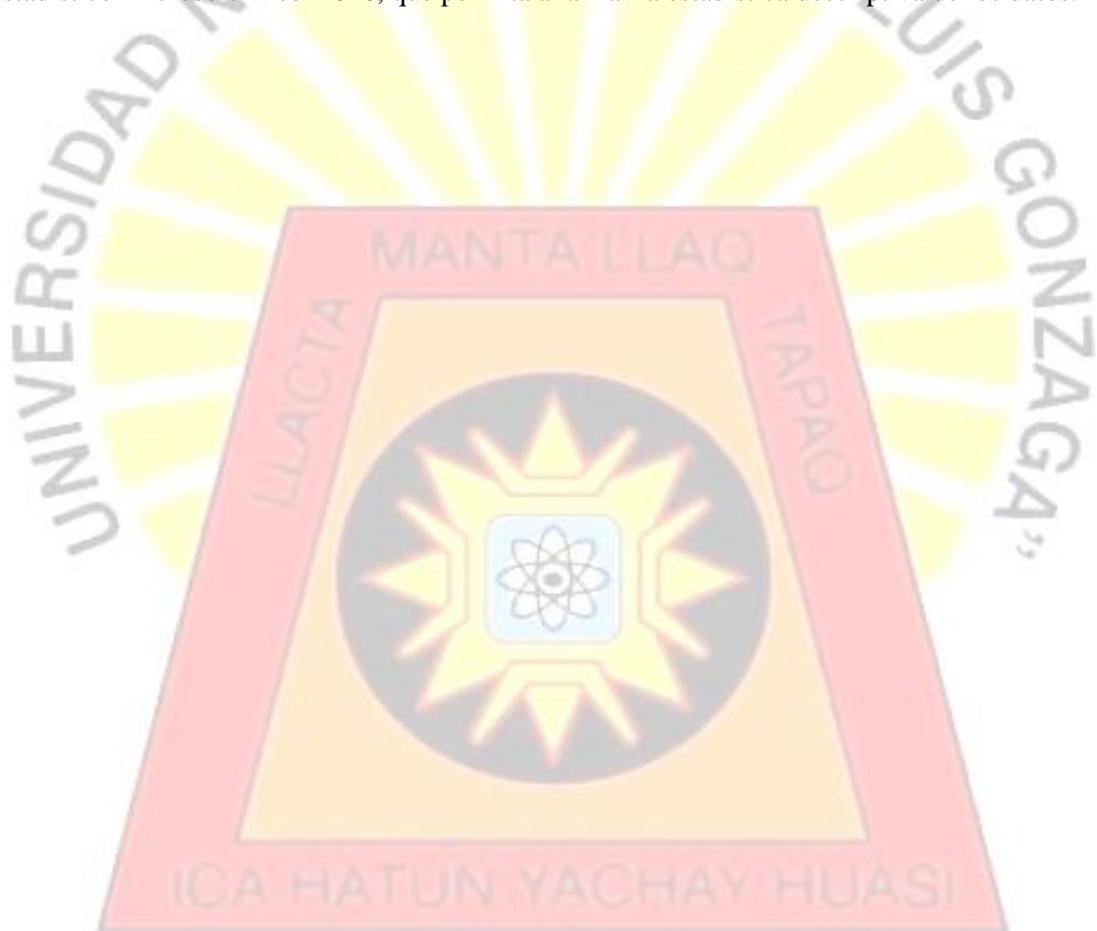
El actual estudio usará la técnica del análisis documental, la misma que sirve para poder recolectar información pertinente y relevante de los sucesos acontecidos [22], asimismo; se usará la técnica del fichaje, la misma que consiste en recopilar y redactar datos que faciliten la selección y el orden de la información [23].

En relación a los instrumentos utilizados; se usará los reportes e informes que se generen de la producción de minerales y sus indicadores (avance lineal, producción en vetas y producción en cuerpos) de la mina Catalina Huanca, en el año 2020.

2.7. Técnicas de análisis e interpretación de datos

Subsecuente de haber recogido los datos en los distintos instrumentos como las fichas, se procederá a clasificar la información obtenida, a continuación, un ordenamiento según criterios de producción pertinentes, y a continuación procesarlos estadísticamente para finalmente interpretarlos en tablas y gráficos en relación a los indicadores señalados.

Es necesario acotar, que el procesamiento de datos se llevará a cabo con el uso de software estadístico Microsoft Excel 2016, que permita analizar la estadística descriptiva de los datos.



III. RESULTADOS

3.1. Evaluación geomecánica del yacimiento

Investigaciones de campo y laboratorio

La recopilación de la información in-situ está basada en el mapeo geológico-geotécnico de las labores mineras existentes, logueo geotécnico de las perforaciones diamantinas, mapeo de celdas, mapeo estructural de las fallas y discontinuidades.

Asimismo, para la investigación de laboratorio se realizaron una serie de ensayos de compresión simple, ensayos triaxiales, propiedades físicas, elásticas, tracción y de corte, complementadas de mediciones in-situ con el uso de martillo Schmith y equipo de carga puntual.

Los resultados del análisis e interpretación de la información recopilada in-situ, se describen en los siguientes acápite.

Modelo geomecánico

Geología

Litología

En la Mina Catalina Huanca, están presentes rocas sedimentarias y sub-volcánicas depositadas y emplazadas en un lapso comprendido entre el periodo Pérmico Superior (Paleozoico) y el Neógeno (Terciario). Desde las rocas más antiguas a las más recientes están:

- Los conglomerados rojos del Grupo Mitu (Permo-Triásico) conformado por clastos de cuarcitas, areniscas, calizas, lutitas y volcánicos, cementados en una matriz calcárea de color rojo violáceo.
- Las calizas del Grupo Pucará (Triásico-Jurásico) que descansan en discordancia angular al Grupo Mitu. Estas calizas son de grano fino a medio, de color gris a gris oscuras, con niveles subordinados de calizas bituminosas y algunos horizontes de calizas arenosas, intercalados con algunos niveles de sills de dacita porfirítica. Estas calizas hospedan mantos tipo Amanda.
- Las lutitas y limonitas de la Formación Huacaña (Jurásico-Medio), que se presentan encima de la secuencia calcárea descrita precedentemente y en discordancia erosiva respecto a la misma.
- La presencia de rocas ígneas, está representada por rocas sub-volcánicas de edad Neógeno (Terciario) del tipo pórfido riolítico y dacitas porfiríticas, la primera, formada por diques y pequeños stocks y emplazadas en el contacto conglomerado Mitu y calizas Pucará, la

segunda, se presenta a manera de sills y se emplazan en las calizas del Pucará y en areniscas-calizas de la Formación Huacaña.

La mineralización polimetálica de Zn, Pb, Ag (Cu) contenida en vetas, mantos, cuerpos y vetillas (irregulares), se emplaza tanto en conglomerados y calizas como en rocas subvolcánicas ácidas (pórfido riolítico).

Las principales alteraciones son: la silicificación en vetas y mantos que varía de moderada a fuerte, la argilitización mayormente en sub-volcánico riolítico y la propilítica principalmente en el sub-volcánico dacítico (verdoso).

Geoestructuras

El yacimiento se ubica en el flanco Este de un anticlinal, presentando fallamiento de orientación NW-SE escalonado y también fallamientos anti-andinos del tipo cizalla de rumbo N50°E, siendo la Veta Principal la estructura importante de este sistema, visible hasta una longitud de 600 m. Otro rasgo estructural importante es la presencia de la estratificación cuyo rumbo es NE y buzamiento 40°-50°NW.

Finalmente, el principal sistema de fracturas o de diaclasas tiene rumbo NW y alto buzamiento al NE y sub-vertical.

Agua Subterránea

En dónde ocurren mayores filtraciones es en las calizas, las mismas que están mayormente asociadas a la mineralización en mantos y cuerpos. Estas filtraciones son en forma de goteos y pequeños flujos de agua. Esta presencia de agua, en los diferentes tipos de masas rocosas complican las condiciones de estabilidad de las labores mineras, tipo Mariela 1.

En el caso de vetas la presencia de agua es mínima, varía desde condiciones de ligera humedad, pero en este caso por lo general la roca es de mayor competencia, por lo que los efectos de la presencia de agua son mínimos.

Macizo Rocoso

Propiedades de Resistencia de la Roca Intacta

Para obtener las propiedades físicas, elásticas y de resistencia de la roca intacta, se realizaron una serie de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas en los diferentes tipos litológicos, los mismos que fueron realizados en la Pontificia Universidad Católica del Perú.

En las siguientes tablas se muestran los resultados obtenidos:

Tabla 5.
Ensayos de compresión simple

Sondaje	Muestra	Tipo de roca	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga (kN)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (kg/cm ²)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)
DDH-1137	A	Arenisca	4.74	9.57	73.4	425	41.6
DDH-876	D	Conglomerado	4.72	9.55	93.7	547	53.6

Tabla 6.
Ensayos de propiedad física

Muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Densidad Seca (gr/cm ³)	Densidad Húmeda (gr/cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso Especifico Aparente (KN/m ³)
CONG SILIC	4.41	3.71	2.59	2.62	3.64	1.40	25.39
CALIZA F/R	4.41	1.71	2.86	2.87	0.84	0.29	28.09
F/P	4.41	4.06	3.23	3.26	3.35	1.04	31.66
MI/P	3.05	5.26	2.94	2.98	4.11	1.40	28.79

Tabla 7.
Ensayos de tracción directa

Muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga Rotura (Kg)	Resistencia a la Tracción (Kg/cm ²)	Resistencia a la Tracción (MPa)
CONG SILIC	6.29	3.04	1800	59.93	5.87
CALIZA F/R	6.29	3.02	1900	63.68	6.24
F/P	6.28	3.01	2400	80.83	7.92
MI/P	3.03	1.53	700	96.13	9.42

Tabla 8.
Ensayos de compresión triaxial

Sondaje	Muestra	Tipo de roca	Diametro (cm)	Altura (cm)	Confin.	Esfuerzo rotura	Risten. Compres. Uniaxial	Constante "mi"	Cohesion (Mpa)	Ang. De Friccion Interno (°)
DDH-1137	A	Arenisca	4.74	9.50	2	64.05	49.72	14.61	10.88	45.43
			4.74	9.45	4	78.74				
			4.47	9.50	6	87.86				
DDH-543	B	Caliza	4.72	9.14	2	88.22	72.12	13.12	14.91	46.04
			6.33	12.94	4	94.31				
			6.32	12.86	6	112.77				
DDH-1129	C	Conglomerado	4.74	9.51	2	144.57	126.44	20.60	21.88	52.91
			4.67	9.54	4	173.26				
			4.66	9.62	6	180.12				
DDH-876	D	Conglomerado	4.71	9.54	2	69.56	50.83	19.25	10.34	49.01
			4.72	9.58	4	84.17				
			4.70	9.56	6	98.19				
DDH-953	E	Intrusivo	4.74	9.45	2	130.29	102.68	25.82	16.64	55.40
			4.71	9.61	4	143.84				
			4.72	9.57	6	171.75				

Tabla 9. Ensayos de propiedades elásticas

Sondeo	Muestra	Tipo de roca	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Risis. a la Compresión Uniaxial (Mpa)	Módulo de Young "E" (Gpa)	Relación de Poisson "v"
DDH-1137	A	Arenisca	4.74	9.51	88.1	16.57	0.23
DDH-1129	B	Conglomerado	4.73	9.10	52.3	14.79	0.25
DDH-1139	C	Conglomerado	4.68	9.64	45.3	10.84	0.26
DDH-876	D	Conglomerado	4.74	9.58	75.9	16.69	0.22
DDH-953	E	Intrusivo	4.75	9.37	127.5	27.27	0.19

Propiedades de Resistencia de las Discontinuidades

Para obtener las propiedades de resistencia de la interface de la discontinuidad, se realizaron una serie de ensayos de corte en una superficie simulada en los diferentes tipos litológicos, los mismos que fueron realizados en la Pontificia Universidad Católica del Perú.

Estos resultados pueden ser utilizados de forma escalada para el análisis de falla a través de una discontinuidad o formación de cuñas.

En la siguiente tabla se muestra los resultados obtenidos:

Tabla 10.
Ensayos de corte directo

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro</i>	<i>Area</i>	<i>Angulo de Fricción Residual (°)</i>	<i>Cohesión (Kpa)</i>
<i>CONG SILIC</i>	<i>6.28</i>	<i>30.97</i>	<i>24.70</i>	<i>173.30</i>
<i>CALIZA F/R</i>	<i>6.29</i>	<i>31.07</i>	<i>26.80</i>	<i>65.00</i>
<i>F/P</i>	<i>6.29</i>	<i>31.07</i>	<i>29.60</i>	<i>168.00</i>

Calidad de la masa rocosa

Los criterios que se utilizan en Mina Catalina Huanca, para clasificar a la masa rocosa son el GSI (Hoek et.al., 1994-2002) y el RMR (Bieniawski, 1989). Según el criterio de Bieniawski, en general las características de calidad de la masa rocosa para los tres principales tipos de rocas son:

- Los conglomerados silíceos son de calidad Regular A (IIIA RMR 51-60) y los conglomerados calcáreos tienen calidad Regular B (IIIB RMR 41-50). Estas rocas están mayormente asociadas a la mineralización en vetas.
- Las calizas tienen comúnmente calidad Regular B (IIIB RMR 41-50), pero cuando están cloritizadas o tienen niveles bituminosos tienen mayormente calidad Mala A (IVA RMR 31-40) y también pueden ser de calidad Mala B (IVB RMR 21-30). Estas dos últimas calidades de masa rocosa están asociadas a la mineralización en mantos.
- La roca sub-volcánica riolítica típicamente tiene calidad Regular A (IIIA RMR 51- 60) y la roca sub-volcánica dacítica tiene calidad Regular B (IIIB RMR 41-50). La primera está asociada a la mineralización en vetas.

En todos estos tipos de rocas, localmente puede haber variaciones de la calidad de la masa rocosa, ya sea debido a la presencia de rasgos geológicos como fallas o zonas perturbadas y/o alteradas, o zonas brechadas.

Propiedades de Resistencia del Macizo Rocosos

Las propiedades de resistencia del macizo rocoso difieren de la roca intacta, debido a que el primero presenta discontinuidades como diaclasas, fisuras, fallas, etc., siendo prácticamente imposible ejecutar ensayos de corte o de compresión triaxial en el mismo, a una escala apropiada. Por esta razón, se han definido criterios de fallamiento del macizo rocoso a partir de los índices clasificación, siendo una de ellos el criterio propuesto por Hoek & Brown (1988), actualizado por Hoek, Carranza-Torres y Corkum (2002).

Este criterio toma en consideración la resistencia de la roca intacta y las constantes m_b , s y a , las que se estiman en función de la estructura y la condición de las discontinuidades del macizo rocoso, estando representado por el índice de resistencia geológica GSI. La forma generalizada del criterio de fallamiento de Hoek – Brown es:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Dónde: m_b , s y a son parámetros que dependen de las características del macizo rocoso y cuyo cálculo se detalla más adelante σ_{ci} es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, y

σ'_1 , σ'_3 son los esfuerzos efectivos axial y de confinamiento principales respectivamente.

Los parámetros m_b , s y a , se calculan mediante las siguientes fórmulas aplicables a macizos rocosos disturbados y no disturbados.

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-\left(\frac{GSI}{15}\right)} - e^{-\left(\frac{20}{3}\right)} \right)$$

La variable m_i de la fórmula anterior es la constante de la roca intacta, en cual fue estimado mediante los ensayos triaxiales realizados en el laboratorio.

D es un factor que depende del grado de alteración al cual el macizo rocoso está sujeto al daño por efecto de la voladura y relajación de presiones.

El valor del Módulo de Deformación (E_{rm}) del macizo rocoso ha sido estimado también a partir de los valores de calidad del macizo rocoso, de acuerdo con fórmulas empíricas propuestas que se consignan a continuación:

$$E_{rm} = E_i \left(0.02 + \frac{1 - D/2}{1 + e^{((60+15D-GSI)/11)}} \right)$$

Zonificación geomecánica

Para toda aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa del yacimiento esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseño serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Dentro de estas propiedades, la litología, la alteración, el arreglo o modelo estructural de la masa rocosa y la calidad de la misma son consideraciones importantes a tomarse en cuenta para la zonificación.

Esfuerzos in-situ

La dirección de los esfuerzos in situ que actúan en el macizo rocoso del área de Catalana Huanca, ha sido obtenida recurriendo al análisis de fallas conjugadas, y para establecer sus magnitudes y las relaciones que guardan entre ellos (ante la ausencia de ensayos in situ), se recurrió a correlaciones con valores absolutos obtenidos en ensayos in situ realizadas para estudios similares, en el territorio nacional

3.2. Descripción geomecánica de labores

La mina Catalina Huanca tiene tres zonas: Zona Alta, Zona Intermedia y Zona Baja. La zona Baja o denominada también Bolívar es donde actualmente hay laboreo minero. En esta zona hay 5 niveles: Nv. 3189, Nv. 3140, Nv. 3090, Nv. 3070, Nv. 3050 y Nv 3000, se viene trabajando en los Nvs. 3189, 3090, 3050, 3000.

En labores lineales desarrollados durante la exploración, desarrollo y preparación se utiliza como guía general una cartilla de sostenimiento implementada para la unidad minera, el mismo que podrá ser ajustado de ser necesario para algunas zonas críticas.

Labores mineras del Nv. 3090-3189

En el Nv. 3090 se tiene la estructura Manto Amanda 5, que conforman los tajos 290, está ubicado en el sector SW del Nv. 3090-3189, se encuentra emplazado en calizas. En general, la parte NE de este manto tiene rocas de calidad Regular B (IIIB RMR 41-50), la parte intermedia tiene rocas de calidad Regular B (IIIB RMR 41-50) y la parte SW tiene rocas de calidad entre Mala A (IVA RMR 31-40) y Mala B (IVB RMR 21-30). El manto tiene rumbo NE y buzamiento de 30° a 49°, potencia de hasta 7 m y encampane de 600 m. En este manto se está utilizando actualmente el método de minado “post room & pillar mining”, que es una combinación de cámaras y pilares y corte y relleno ascendente.

Las aberturas de las cámaras varían desde sección de 4m x 4m y de 7m x 4m, con pilares de dimensiones de 5m x 4m.

El sostenimiento se realiza a cada corte con Split set más malla electrosoldada que varían desde 1.0x1.0 m de espaciamiento a 1.5 m x 1.5 m de espaciamiento en los pernos Split set. Además se están usando barras helicoidales (ocasional), en combinación con los Split set y malla, esto para dar mayor estabilidad en la corona, y shotcrete puntual en rocas tipo IV A.

La Veta Piedad ubicada en el sector NE o denominado también Tajo 441, está emplazada en el contacto entre las calizas y conglomerados, calizas en la caja piso son de calidad Regular B (IIIB - RMR 41-50) y conglomerados en la caja techo son de calidad Regular B (IIIB - RMR 41-50) y Regular A (IIIA - RMR 51-60). La veta tiene orientación similar a la Veta Principal, rumbo NE y buzamiento 80°NW. Su potencia varía de 0.8 a 1.4 m, su longitud es de aproximadamente 70 m y su encampane 600 m. Hay muy poca presencia de agua en la masa rocosa, encontrándose mayormente condiciones de solo humedad.

Labores mineras del Nv.3070

En este nivel se tiene los tajaos 620 (Amanda 2), 620 (ramal Lucero techo), 619 (Cuerpo lucero techo), 618 (Cuerpo Lucero). En la parte Este estas estructuras mineralizadas están en conglomerados de calidad Regular A (IIIA RMR 51-60) y en la parte Oeste están en calizas de calidad Regular B (IIIB RMR 41-50).

El método de explotación es de corte y relleno ascendente. Las aberturas para la explotación de dichas estructuras es de 4 m x 4.4 m con pilares intermedios de sección 4 m x 4 m.

El sostenimiento se realiza con la instalación de pernos Split set de 7' pies con malla ocasional espaciados a 1.5 m x 1.5 m.

Labores mineras del Nv. 3050

En este nivel podemos distinguir hacia la parte NE al Cuerpo Ramal Lucero (veta con diseminado) y al Cuerpo Lucero (veta con diseminado). El primero con potencia promedio de 1.6 m (con diseminado) y el segundo con potencia de 3 m (con diseminado). Hacia el Este estas estructuras están en conglomerados de calidad Regular A (IIIA RMR 51-60) y hacia el Oeste están en calizas cloritizadas de calidad Mala A (IVA RMR 31-40). En el caso del cuerpo Lucero se observa filtraciones de agua. El buzamiento de estas estructuras es alto (85°NW) y en ellas se aplica el método de minado "corte y relleno".

En la parte Central del Nv. 3050 se encuentran el Manto Amanda 3 y el Manto Amanda, estructuras que tienen buzamiento promedio de 35°NW y potencias de 3 a 8 m (con

diseminado). Manto Amanda 3 se emplaza dentro de calizas de calidad Regular B (IIIB RMR 41-50) y el método de minado es “cámaras y pilares”. Manto Amanda se emplaza en el contacto de calizas con conglomerados de calidad también Regular B (IIIB RMR 41-50) y el método de minado es “corte y relleno con cámaras y pilares”

En la parte SW del Nv. 3050 se ubica la Veta Piedad, emplazada en calizas de calidad Regular B (IIIB RMR 41-50) a Regular A (IIIA RMR 51-60).

Labores mineras del Nv. 3000 al Nv. 2750

En este nivel 3000 se presenta la mineralización en cuerpos “Marielas” explotados con el método “cámaras y pilares con corte y relleno” con pilares de sección 4 x 4 y cámaras 6 x 4. mts, y una clasificación Regular B (IIIB RMR 41-50) en zonas con presencia de agua o presencia de alteración tipo óxidos, sostenido con Split set sistemático de 7 y malla electrosoldada.

El conglomerado presente es de composición polimictico, Regular A (IIIA RMR 51-60), GSI F/R, en zonas que no hay presencia de agua y Regular B (IIIB RMR 41-50) en zona con presencia de agua.

La caliza se presenta en general moderadamente fracturado y muy fracturado en zona con presencia de alteración. Con clasificación promedio Regular B (IIIB RMR 41-50)

La mineralización se encuentra emplazado en contacto caliza, conglomerado, las cuales tienen una clasificación promedio, Regular A (IIIA RMR 51-60), en zonas que no presentan alteración del macizo, sostenidos con split set 7 sistemáticos espaciados a 1.5

En el nivel 2880 se presenta la mineralización en cuerpos “Silvia” donde se preparara rampas de acceso de 4.5 x 4.0 y cruceros de sección 4.0 x 4 mt. El mineral está emplazado en contacto conglomerad- sub volcánico, con una clasificación Regular B (IIIB RMR 41-50), sostenido con Split set sistemático de 7 y malla electrosoldada. Minado mediante cámaras de 6.0 mts y pilares con 4.0 x 4.0 mts de.

En el nivel 2880 se presenta la mineralización en cuerpos “Doña María” donde se preparara rampas de acceso de 4.5 x 4.0 y cruceros de sección 4.0 x 4 mt. El mineral está emplazado en conglomerado mayormente silíceo, con una clasificación Regular B (IIIB RMR 41-50) a Regular A (IIIA RMR 51-60), sostenido con Split set sistemático de 7 y malla electrosoldada. Minado mediante cámaras de 6.0 a 8.0 mts y pilares con 5.0 x 5.0 mts.

3.3. Diseño de labores con aplicación de métodos de minado

3.3.1. Corte y relleno ascendente mecanizado

Para la preparación de este método, se definió la altura de los niveles principales que generalmente es 100 m, posteriormente se inicia con la construcción de una rampa auxiliar de sección 4.00 x 4.00 m y una gradiente de +13%, hasta superar un desnivel de 7.50 m con respecto al piso inicial. A continuación, se ejecuta una rampa de acceso al tajo (ventana) con gradiente de -15% y una longitud aproximada de 30 m, que nos permite explotar 5 cortes del manto mineralizado que va desde 2.0 hasta 7.0 m de ancho, iniciando el desarrollo con dirección al manto hasta alcanzar una longitud aproximada 100 m; por último, se prepara las chimeneas de ventilación y echaderos de mineral que corresponde para dar inicio a su explotación

Durante un ciclo de operación se logra toneladas entre 5,000 a 6,000 TM/mes en un tiempo neto de 15 a 20 días, el mismo que comprende la ejecución de los siguientes trabajos:

- **Perforación**

Se realiza de forma mecanizada, empleando Jumbo con barra de 14 pies y broca de 45 mm, con perforación en bresting en bancada con una altura de corte de 3.5 m, con un espaciamiento de taladro 1.5 m y burden de 1.1 m, manteniendo una inclinación horizontal, en una área de perforación de 5.0 m x 3.5 m de sección. Cuando el bresting es ciego, la altura de corte es de 3.0 m.

- **Voladura**

Para el carguío de taladros, se emplea Emulsión y Anfo, los accesorios utilizados son fanel, cordón detonador no eléctrico, carmex y mecha rápida, variando del tipo de terreno y la malla de perforación, los porcentajes y tipos de explosivo a utilizar varían en porcentaje.

- **Sostenimiento**

- La roca se presenta en forma Fracturado Regular (F/R-Tipo C), Fracturado Pobre (F/P-Tipo C) y Muy Fracturado Regular (MF/R-Tipo D) de acuerdo al sistema de clasificación GSI y equivalente a un RMR entre 35 a 45, para el que se estimó un tiempo de autoaporte de tres días a inmediato.
- El tipo de refuerzo que se instala en los tajeos son pernos de fricción Split set de 7 pies con espaciamiento de 1.2x1.2 m más la instalación de malla electrosoldada.

- El sostenimiento que se utiliza es mecanizado, los equipos son Jumbos emperadores los cuales realizan el colocado de Split set y pernos helicoidales, el cual evita la exposición de personal en el sostenimiento.

- **Limpieza, Acarreo y Transporte**

- Esta actividad se realiza con un scoop de 4.2 y/o 6.0 yd³, que trasporta el mineral hacia las cámaras de carguío u ore pass, por un tiempo de 12 días por labor.
- Relleno y Pivotear el Acceso a un Nuevo Corte Relleno
- Concluido la limpieza de mineral, se rellena el tajo de forma mecánica, para el relleno se utiliza desmonte, relave y Relave cementado, se utiliza combinando estos tres elementos o en forma separada según la disponibilidad de cada uno, empleando un scoops de 4.2 yd³ o 4.6 yd³; con un ciclo de 5 a 7 días por tajo.
- En breasting con bancada el relleno es continuo en cada disparo.
- El breasting ciego se rellena en toda la longitud del tajeo, dejando una altura de 1.5 m de la corona al piso del relleno del tajeo.

- **Rebatido (Pivoteo) del acceso**

Por último, se realiza esta operación, una vez concluido el corte de explotación, para poder acceder al siguiente corte.

3.3.2. Corte y relleno ascendente convencional

Para la preparación de este método, se definió la altura de los tajos o niveles principales, en 100 m aproximadamente, se continua con la ejecución de una rampa auxiliar con una sección de 3.50 x 3.50 m y 4.00 X 4.00, una gradiente de +13 % , hasta alcanzar un desnivel de 10.50 m con respecto al piso inicial; posteriormente se realiza una rampa de gradiente -15%, con una longitud de 35 m, que sirve de acceso al tajo (ventana) y nos permite explotar 7 cortes de 3.0 m cada uno. La veta tiene un ancho de 1.5 a 3.0 m o mas, la longitud de tajeo aproximada es 100 m en dirección de la veta (zona mineralizada), terminando con la construcción de las chimeneas de ventilación y echadero de mineral, quedando preparado el tajo para su explotación

El ciclo de operaciones unitarias está desarrollado por los siguientes trabajos:

- **Perforación**

- Se inicia con la perforación de una chimenea, que servirá como cara libre, se emplea una máquina perforadora jack leg con barreno de 8 pies y broca de 40 mm, se perfora en realce y en retirada, el primer corte de 100 m de longitud y un ancho

de minado mayor a 1.50 m, acumulando taladros perforados, manteniendo una inclinación con respecto a la horizontal de 80°, con un espaciamiento de 0.70 m y burden de 0.70 m. La cantidad de taladros a perforar es de 490 aproximadamente, el mismo que es realizado en 07 días.

- **Voladura**

- Para el carguío de taladros, se emplea Emulsión y ANFO, los accesorios utilizados son fanel, cordón detonador no electrico, carmex y mecha rápida, variando del tipo de terreno y la malla de perforación, los porcentajes y tipos de explosivo a utilizar varían en porcentaje, el mismo que es realizado durante 06 días,

- **Sostenimiento**

- De acuerdo a la clasificación GSI, con presencia de un Fracturamiento Bueno (F/B), Fracturamiento Regular (F/R), Muy Fracturado Regular (MF/R) y Fracturado Pobre (F/P), los mismos que en RMR equivalen entre 40 y 50, por lo que el sostenimiento va desde una colocación puntual hasta una distribución sistemática de pernos de fricción Split Set de 5 pies, con un espaciamiento de 1.2x1.2 m y malla electrosoldada.
- El tiempo de autoaporte estimado va de 5 a 15 días de acuerdo a la evaluación geomecánica y el tipo de roca.

- **Limpieza, Acarreo y Transporte**

- La limpieza de mineral se realiza con un scoop de 2.5 yd³, transportando directamente hacia las cámaras de carguío, en un tiempo de 8 días.
- Relleno y Pivotar el Acceso a un Nuevo Corte
- Con el primer corte del ala de trabajo, concluido la limpieza de mineral, se rellena el tajo de forma mecánica, para el relleno se utiliza desmonte, relave y Relave cementado, se utiliza combinando estos tres elementos o en forma separada según la disponibilidad de cada uno, empleando un scoops de 4.2 yd³ o 4.6 yd³, con una duración de la actividad de 04 días.

3.3.3. Cámaras y pilares con corte y relleno ascendente mecanizado

Se emplea este método en cuerpos manteados que están formados dentro de las calizas, con dimensiones que van desde los 4.0 a 120.0 m, con cámaras de 6.0 x 4.0 m y pilares de 4.0 x 4.0 m, hasta cámaras de 8.00 x 5.00 y pilares de 5.00 x 5.00, seguido de la construcción de una rampa auxiliar con una sección de 4.00 x 4.00 m y una gradiente de +13 %, hasta superar un desnivel de

10.50 m con respecto al piso inicial, posteriormente se realiza una rampa de acceso al tajo (ventana) con gradiente -15% y 35 m longitud, permitiendo de esta forma explotar 7 cortes, atravesando el cuerpo mineralizado. El tajo es desarrollado en una longitud de hasta 150 m con dirección a la caja techo o a la caja piso, posteriormente se da apertura al arranque del mineral formando cámaras distribuidas de forma paralelas una de la otra a una distancia de eje a eje igual a 10.0 m, de sección 4.00 x 4.00 m. Posteriormente se define el sistema de ventilación de la labor, el mismo que se integra a un circuito de desfogue ya establecido, que se va complementando con chimeneas conforme vaya ascendiendo el tajo, al final se puede realizar desquinches en retirada previa evaluación de Geomecánica.

El ciclo de operaciones unitarias está desarrollado por los siguientes trabajos:

- **Perforación**

- Se realiza el desquinche para formar un pilar de 4.0 x 4.0 m, logrando de esta forma las medidas de acuerdo al diseño establecido, de manera que la perforación se inicia en la intersección al cuerpo manteado. Se perfora en breasting de forma mecanizada con un equipo jumbo con barra de 14 pies y broca de 45 mm, con un área promedio de 6.0 x 3.0 m, con un espaciamiento de 1.5 m y burden de 1.1 m, manteniendo una inclinación horizontal. El rendimiento obtenido indica que para 1,800 tn rotas se tiene que perforar 190 taladros, el mismo que es realizado en 07 días.
- La perforación se realiza en breasting mecanizado con un equipo Jumbo, con barreno de 14 pies, y broca de 45 mm, en una sección de 6.0 m x 3.0 m, con espaciamiento de taladros 1.5 m y burden de 1.1 m, manteniendo una inclinación horizontal. El rendimiento obtenido indica que para 1,800 tn rotas se tiene que perforar 330 taladros, el mismo que es realizado en 10 días.

- **Voladura**

- Para el carguío de taladros, se emplea Emulsión y ANFO, los accesorios utilizados son fanel, cordón detonador no eléctrico, carmex y mecha rápida, variando del tipo de terreno y la malla de perforación, los porcentajes y tipos de explosivo a utilizar varían en porcentaje.

- **Sostenimiento**

- Los cuerpos en Catalina Huanca, poseen diversas competencias de acuerdo a la clasificación GSI, con rocas de Fracturamiento Regular (F/R-TipoC), Fracturamiento Pobre (F/P-Tipo C) y Muy Fracturado Regular (MF/R-TipoD), los

mismos que son equivalentes a un RMR entre 35 y 45, instalándose pernos de fricción Split Set de 7 pies, espaciados a 1.5x1.5m ,1.2x1.20m y 1.0x1.0m distribuidos sistemáticamente en triangulo complementados con malla electrosoldada de ser necesario.

- El tiempo de autoaporte estimado es de 3 días o en forma inmediata, de acuerdo a la evaluación geomecánica y el tipo de roca.
- El sostenimiento que se utiliza es mecanizado, los equipos son Jumbos emperadores los cuales realizan el colocado de Split set y pernos helicoidales, el cual evita la exposición de personal en el sostenimiento.

- **Limpieza, Acarreo y Transporte**

- Para la limpieza de mineral se emplea un scoop de 4.2 y/o 6.0 yd³, transportando el mineral a las cámaras de carguío, empleando un tiempo de 5 días.
- Relleno y Pivotear el Acceso a un Nuevo Corte
- Concluido la limpieza de mineral, se rellena el tajo de forma mecánica, para el relleno se utiliza desmonte, relave y Relave cementado, se utiliza combinando estos tres elementos o en forma separada según la disponibilidad de cada uno, empleando un scoops de 4.2 yd³ o 4.6 yd³, con una duración de 7 días.

3.3.4. Taladros largos en cuerpos

Se emplea este método en cuerpos manteados que están formados dentro de las calizas y conglomerado, con dimensiones que van desde los 4.0 a 120.0 m, con potencia del Cuerpo de 20.00 m en promedio, se realizan cámaras de 6.0 x 4.0, seguido de la construcción de accesos como mínimo a ambos lados del Tajo con una sección de 4.00 x 4.00 m una gradiente determinada por la altura del banco y esta no debe ser mayor +13 %, hasta superar un desnivel de 15.00 m con respecto al piso inicial. El tajo es desarrollado en una longitud de hasta 500 m con dirección a la caja techo o a la caja piso, posteriormente se da apertura al arranque del mineral generando chimeneas cara libre VCR, dichas chimeneas con longitudes igual a la longitud que tenga el banco, formando cámaras distribuidas de forma paralelas una de la otra a una distancia de eje de entre 10 a 20 m. Posteriormente se define el sistema de ventilación de la labor, el mismo que se integra a un circuito de desfogue ya establecido, que se va complementando con chimeneas conforme vaya ascendiendo el tajo, diseño de las cámaras según el dimensionamiento de Geomecánica.

El ciclo de operaciones unitarias está desarrollado por los siguientes trabajos:

- **Perforación**

- La perforación se inicia en un extremo de las cámaras, donde estará ubicada la Chimenea Cara Libre VCR para culminar con la perforación en el ingreso de la cámara; Se perfora en forma mecanizada con un equipo jumbo electrohidráulico con una longitud que va desde los 10.00 m hasta los 15.00 y broca de 51 mm, con un área promedio de 20.0 x 20.0 m, con un espaciamiento de 1.2 m y burden de 1.1 m, manteniendo una inclinación según diseño. El rendimiento obtenido indica que para 3,000 tn rotas se tiene que perforar 750” con un promedio de taladros de 50, el mismo que es realizado en 15 días.

- **Voladura**

- Para el carguío de taladros, se emplea Emulsión y ANFO, los accesorios utilizados son fanel, cordón detonador no electrico, carmex y mecha rápida, variando del tipo de terreno y la malla de perforación, los porcentajes y tipos de explosivo a utilizar varían en porcentaje, la voladura se realizara en retirada iniciando desde la chimenea cara libre VCR y en forma progresiva hacia el ingreso del tajo.

- **Sostenimiento**

- El sostenimiento en este tipo de método no se realiza en el mismo Tajo, solo se realiza la rehabilitación del Crucero Superior en forma de avanzada y paralelamente al relleno del tajo.
- El tiempo de autoaporte del crucero superior luego de la voladura se estima en 15 días, de acuerdo a la evaluación geomecánica y el tipo de roca.
- El sostenimiento que se utiliza es mecanizado, los equipos son Jumbos emperadores los cuales realizan el colocado de Split set y pernos helicoidales, el cual evita la exposición de personal en el sostenimiento.

- **Limpieza, Acarreo y Transporte**

- Para la limpieza de mineral se emplea un scoop de 4.2 y/o 6.0 yd³, transportando el mineral a las cámaras de carguío, empleando un tiempo de 1 días por secciones disparadas.
- Relleno y Pivotear el Acceso a un Nuevo Corte
- Concluida la explotación cámara y la limpieza de mineral, se rellena el tajo de forma mecánica, para el relleno se utiliza desmonte, relave y Relave cementado, se utiliza

combinando estos tres elementos o en forma separada según la disponibilidad de cada uno, empleando un scoops de 4.2 yd³ o 4.6 yd³, con una duración de 7 días.

3.3.5. Shrinkage en vetas

Se emplea este método en tajos con vetas angostas, iniciándose con una altura de 50 m entre niveles principales y con longitud aproximada de 50 a 70 m, para la extracción de mineral del tajo se prepara un By Pass paralelo a la galería sobre veta con una distancia de 10 m, se construye los draw points (ventanas) espaciados cada 10 m por donde se extrae el mineral. Posteriormente, se construye dos chimeneas caminos (sobre estructura) sirviendo de ventilación y acceso al tajo a medida que se continúe ascendiendo.

El ciclo de operaciones unitarias está desarrollado por los siguientes trabajos:

- **Perforación**

- La perforación se ejecuta de forma ascendente hasta llegar al nivel superior, retirando un tercio de parte de mineral roto, así de esta forma nos permita conservar la altura de corte. El personal de la labor trabaja con arnés sujeto a una línea de vida (cable de acero de $\frac{1}{2}$ ó $\frac{3}{4}$) que va anclado a la pared del tajo, como medida de seguridad.
- Se inicia la perforación en realce considerando una de las chimeneas como cara libre y en retirada, con una longitud de 50 m y ancho de minado de 1.2 m, acumulando los taladros, el equipos utilizado es una Jack leg con barrenos de 8 pies y broca de 40 mm, manteniendo una inclinación con respecto a la horizontal de 80°, con un espaciamiento de 0.6 m y burden de 0.5 m. el rendimiento de perforación es 300 taladros por 05 días.

- **Voladura**

- El cargado de taladros se realiza con dinamita Emulnor 3000 1 $\frac{1}{4}$ ' * 12'' (01 cartucho/taladro) y ANFO (1.50 kg/tal), con accesorios de voladura carmax y mecha rápida, en un tiempo de 04 días.

- **Sostenimiento**

- Las vetas en Catalina Huanca, poseen diversas competencias de acuerdo a la clasificación GSI se define como Fracturamiento Bueno (F/B), Fracturamiento Regular (F/R), Muy Fracturado Regular (MF/R) y Fracturado Pobre (F/P), los mismos que son equivalentes a RMR entre 40 y 50, por lo que el sostenimiento va desde colocación de puntales hasta la colocación de pernos de fricción Split Set de

5 pies distribuido de manera sistemática triangular hasta un espaciamiento de 1.2x1.2 mts más malla electrosoldada.

- El tiempo de autosoporte estimado es de 5 a 15 días de acuerdo a la evaluación geomecánica y el tipo de roca.

- **Extracción, Acarreo y Transporte**

- La extracción de mineral excedente, se ejecuta con scoop de 2.5 o 4.2 yd³, transportando directamente hacia cámaras de carguío u ore passes, en un tiempo de 3 días.

3.3.6. Sublevel Stopping en vetas

Se emplea en vetas con cajas competentes con uniformidad vertical, con buzamiento mayor a 65°, con un ancho mayor a 1.5 m, longitud de tajo 200 m y altura entre niveles principales de 50 m, posteriormente se construye subniveles intermedios de 15 m entre los principales, con una sección de 3.50 x 4.00 m. En el nivel base de extracción, se prepara un By Pass paralelo a la estructura mineralizada con una separación de 10 m, con sección de 3.50 x 3.50 m y gradiente de 0.7%, desde ahí se desarrolla cruceros o draw points hacia la veta, con sección de 3.50 x 3.50 m y espaciados cada 10 m entre sí.

El ciclo de operaciones unitarias está desarrollado por los siguientes trabajos:

- **Perforación**

- La perforación se realiza en cada subnivel de forma radial, con un equipo denominado Colibrí, perfora taladros largos con una longitud de 15 m y diámetro 1½”, en ambos subniveles se perforan chimeneas que sirven de cara libre VCR, manteniendo la inclinación de la estructura, la malla tendrá un espaciamiento de 1.2 m y burden de 1.2 m. La cantidad de taladros a perforar por sección es según el ancho de la estructura y la perforación de todo un subnivel se realiza aproximadamente en 10 días.

- **Voladura**

- Para el cargado de taladros se emplea dinamita Emulnor 3000 1 ¼’ * 12’’ y ANFO, con accesorios de voladura fanel, cordón detonante, carmex y mecha rápida. El ciclo de voladura es de acuerdo al requerimiento de producción.

- **Sostenimiento**

- La clasificación GSI del macizo rocoso corresponde a un Fracturamiento Bueno (F/B), Fracturamiento Regular (F/R), los mismos que son equivalentes a un RMR entre 60 y 70, para los que corresponden sostenimientos desde colocación puntual hasta una distribuida sistemática triangular de 1.8x1.8 m de pernos de fricción Split Set de 5 y 7 pies.
- El tiempo de autososte estimado es de 3 meses de acuerdo a la evaluación geomecánica y al tipo de roca.
- El sostenimiento que se utiliza es mecanizado, los equipos son Jumbos emperadores los cuales realizan el colocado de Split set y pernos helicoidales, el cual evita la exposición de personal en el sostenimiento.
- **Extracción y Transporte**
 - La limpieza se realiza por los cruceros del nivel inferior, se procede a extraer el mineral con el scoop de 4.2 yd³, transportándolo a él ore pass, por un tiempo de 10 días aproximadamente.
- **Relleno**
 - Concluido la limpieza de mineral, se rellena el tajo de forma mecánica con, para el relleno se utiliza desmonte, relave y Relave cementado, se utiliza combinando estos tres elementos o en forma separada según la disponibilidad de cada uno, empleando un scoops de 4.2 yd³ o 4.6 yd³

3.4. Avance lineal y producción

Tabla 11.
Avance lineal total año 2019

ESTRUCTURA	UNIDAD	AÑO 2019												TOTAL
		Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	
EXPLORACIONES A COSTO OPERATIVO	m.	65	55	70	40	100	123	132	118	87	0	0	0	790
- Vetas	m.	0	30	40	0	0	0	0	0	0	0	0	0	70
- Mantos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Cuerpos	m.	65	25	30	40	100	123	132	118	87	0	0	0	720
DESARROLLOS RUTA DE ESCAPE	m.	0	0	0	0	0	0	0	28	82	0	0	0	110
- Vetas	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Mantos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Cuerpos	m.	0	0	0	0	0	0	0	28	82	0	0	0	110
DESARROLLOS A COSTO OPERATIVO	m.	61	123	140	89	51	0	32	0	0	120	110	160	886
- Vetas	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Mantos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Cuerpos	m.	61	123	140	89	51	0	32	0	0	120	110	160	886
DESARROLLOS RUTA DE EVACUACIÓN	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Vetas	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Mantos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Cuerpos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
DESARROLLOS A PROFUNDIZACION	m.	237	193	190	165	108	220	159	174	188	160	155	90	2,040
- Vetas	m.	177	63	100	108	54	150	95	110	125	85	115	60	1,242
- Mantos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Cuerpos	m.	60	130	90	57	54	70	64	64	63	75	40	30	798
PREPARACIONES A COSTO OPERATIVO	m.	290	290	260	349	384	317	315	327	263	358	400	422	3,974
- Vetas	m.	140	210	200	266	278	208	225	237	203	228	200	252	2,646
- Mantos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Cuerpos	m.	150	80	60	83	106	109	90	90	60	130	200	170	1,328
AVANCES LINEALES TOTAL (m.)		653	661	660	643	643	660	638	647	620	638	665	672	7,800

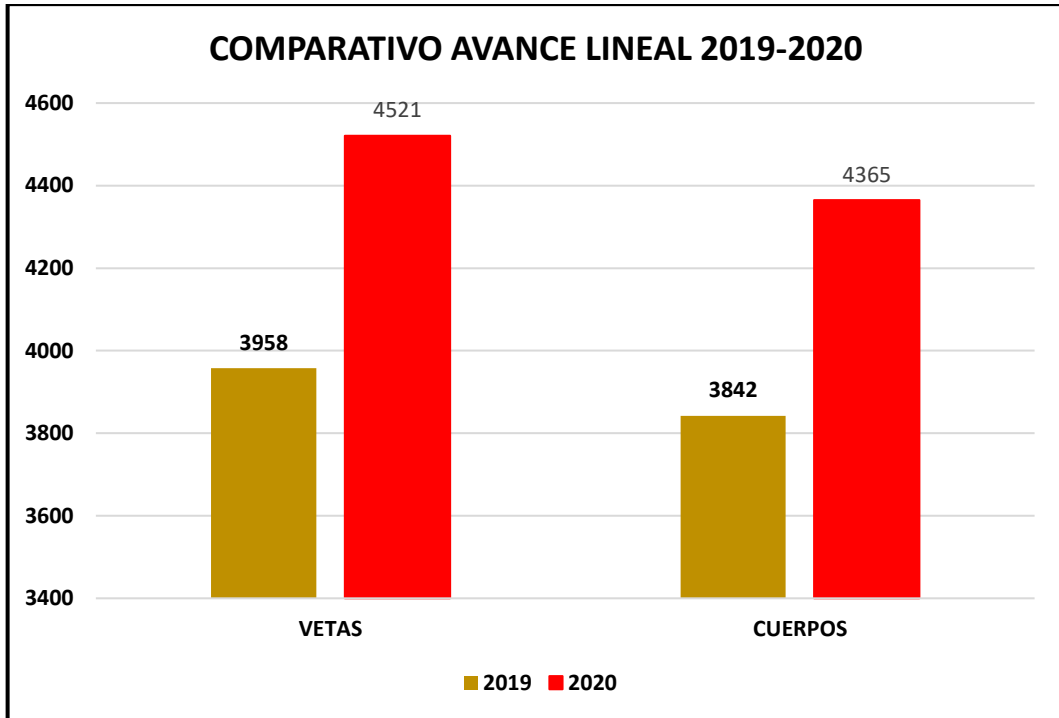


Figura 7. *Comparativo avance lineal 2019-2020*

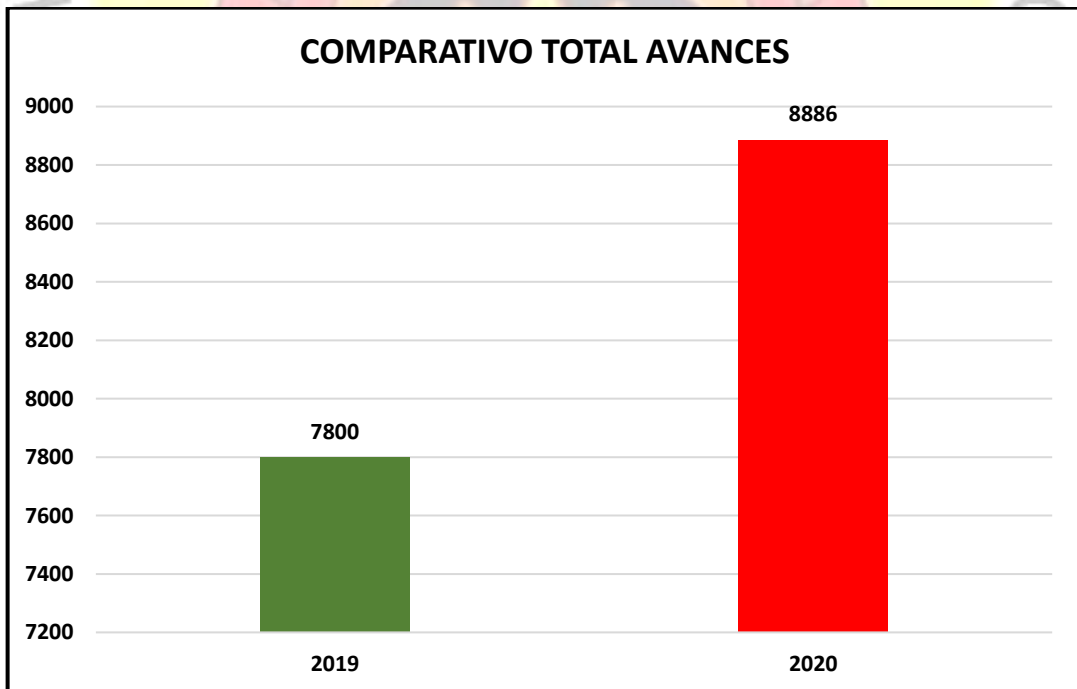


Figura 8. *Comparativo total avances*

Tabla 12. Avance lineal 2020

	AÑO 2020													
	UNIDAD	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
ESTRUCTURA														
Exploraciones a costo operativo	m	40	40	30	30	90	90	155	90	90	80	75	75	885
vetas	m	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
mantos	m	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
cuerpos	m	40	40	30	30	90	90	155	90	90	80	75	75	885
Desarrollo ruta de escape	m	0	0	30	0	30	0	0	45	40	30	30	45	250
vetas	m	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
mantos	m	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
cuerpos	m	0	0	30	0	30	0	0	45	40	30	30	45	250
Desarrollos a costo operativo	m	50	30	30	40	55	65	70	75	80	90	150	160	895
vetas	m	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
mantos	m	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
cuerpos	m	50	30	30	40	55	65	70	75	80	90	150	160	895
Desarrollos ruta de evacuación	m	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
vetas	m	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
mantos	m	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
cuerpos	m	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Desarrollos a profundización	m	166	216	170	127	140	300	320	320	280	310	235	295	2879
vetas	m	94	75	75	70	70	210	220	240	210	220	170	225	1879
mantos	m	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
cuerpos	m	72	141	95	57	70	90	100	80	70	90	65	70	1000
Preparaciones a costo operativo	m	210	211	260	344	316	360	380	361	285	379	450	421	3977
vetas	m	135	120	190	250	238	250	289	270	150	225	260	265	2642
mantos	m	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
cuerpos	m	75	91	70	94	78	110	91	91	135	154	190	156	1335
AVANCE LINEAL TOTAL		466	497	520	541	631	815	925	891	775	889	940	996	8886

Tabla 13.
Producción año 2019

ESTRUCTURA	AÑO 2019												
	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	TOTAL
PROGRAMA DE PRODUCCION TAJOS													
VETAS													
PRODUCCION TOTAL VETAS	13,237	12,810	13,238	18,331	15,662	13,237	12,811	13,238	12,811	13,239	13,237	12,811	164,662
LEYES DE VETAS													
- Pb(%)	0.72	0.57	0.77	0.98	1.34	1.13	0.73	0.80	0.49	1.27	0.65	2.28	0.98
- Zn(%)	5.83	5.81	5.93	4.96	5.46	5.17	4.93	5.70	4.59	5.28	4.88	6.02	5.37
- Ag(Oz/TM)	0.55	0.53	0.58	0.53	0.56	0.62	1.02	1.13	0.93	0.75	0.75	0.76	0.72
- Cu %	0.06	0.07	0.06	0.06	0.06	0.06	0.05	0.07	0.08	0.05	0.07	0.05	0.06
- Au (Gr/TM)	0.17	0.17	0.20	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.19	0.17	0.20	0.18
MANTOS													
PRODUCCION TOTAL MANTOS	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
LEYES DE MANTOS													
- Pb(%)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
- Zn(%)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
- Ag(Oz/TM)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
- Cu %	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
- Au (Gr/TM)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
CUERPOS													
PRODUCCION TOTAL CUERPOS	50,902	51,351	50,901	50,669	48,372	55,764	56,189	55,771	56,191	55,766	55,769	56,191	643,836
LEYES DE CUERPOS													
- Pb(%)	0.36	0.38	0.39	0.47	0.45	0.44	0.42	0.49	0.43	0.44	0.44	0.16	0.41
- Zn(%)	6.65	7.19	7.00	7.51	7.81	7.33	7.56	8.00	7.73	7.92	7.86	7.23	7.49
- Ag(Oz/TM)	0.48	0.51	0.50	0.50	0.57	0.54	0.57	0.58	0.58	0.55	0.56	0.53	0.54
- Cu %	0.06	0.07	0.07	0.06	0.06	0.07	0.07	0.07	0.06	0.06	0.07	0.05	0.06
- Au (Gr/TM)	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17

Tabla 14.
Producción año 2020

	PRODUCCIÓN AÑO 2020													
	UNIDAD	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
ESTRUCTURA														
PRODUCCIÓN	TN	57,607.00	57,682.00	61,206.00	53,667.00	60,006.00	89,084.00	98,908.00	87,000.00	87,687.00	95,616.00	86,998.00	88,021.00	923,482.00
VETAS	TN	15,456.00	14,562.00	14,685.00	13,542.00	13,485.00	17,542.00	16,452.00	18,542.00	17,452.00	17,584.00	16,452.00	16,785.00	192,539.00
MANTOS	TN	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
CUERPOS	TN	42,151.00	43,120.00	46,521.00	40,125.00	46,521.00	71,542.00	82,456.00	68,458.00	70,235.00	78,032.00	70,546.00	71,236.00	730,943.00
TOTAL	TN	57,607.00	57,682.00	61,206.00	53,667.00	60,006.00	89,084.00	98,908.00	87,000.00	87,687.00	95,616.00	86,998.00	88,021.00	923,482.00

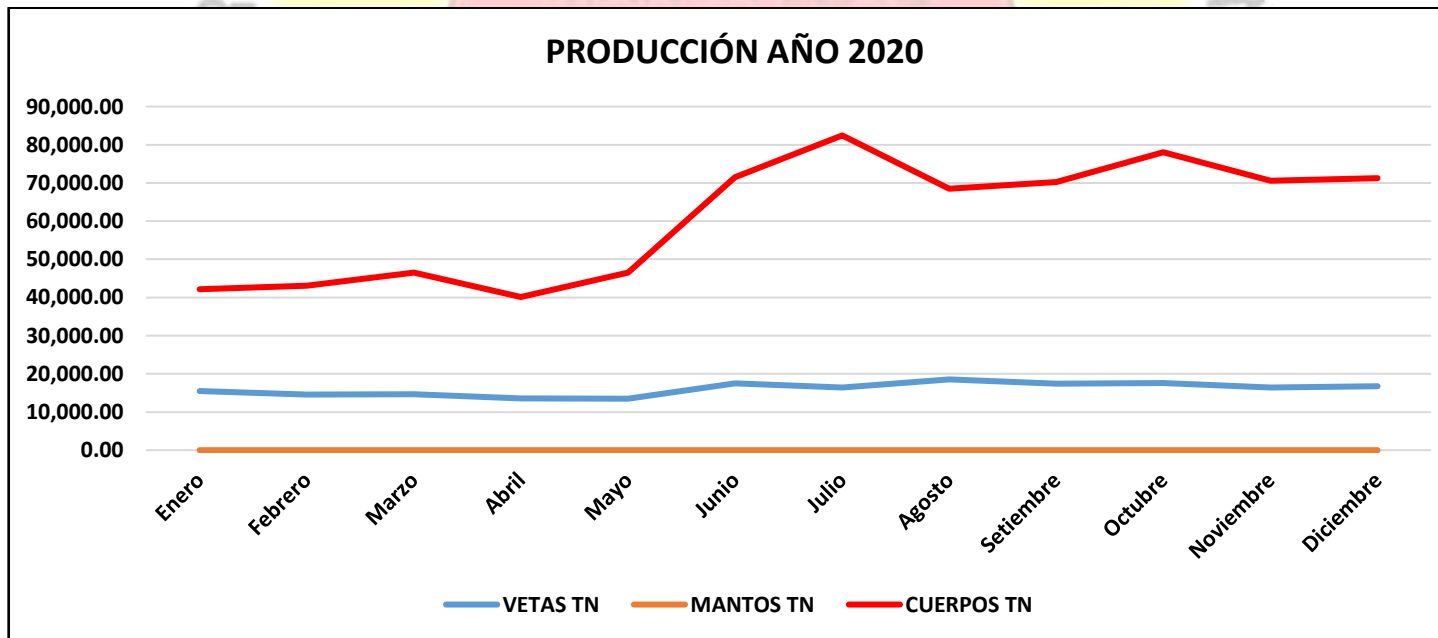


Figura 9. *Producción año 2020*

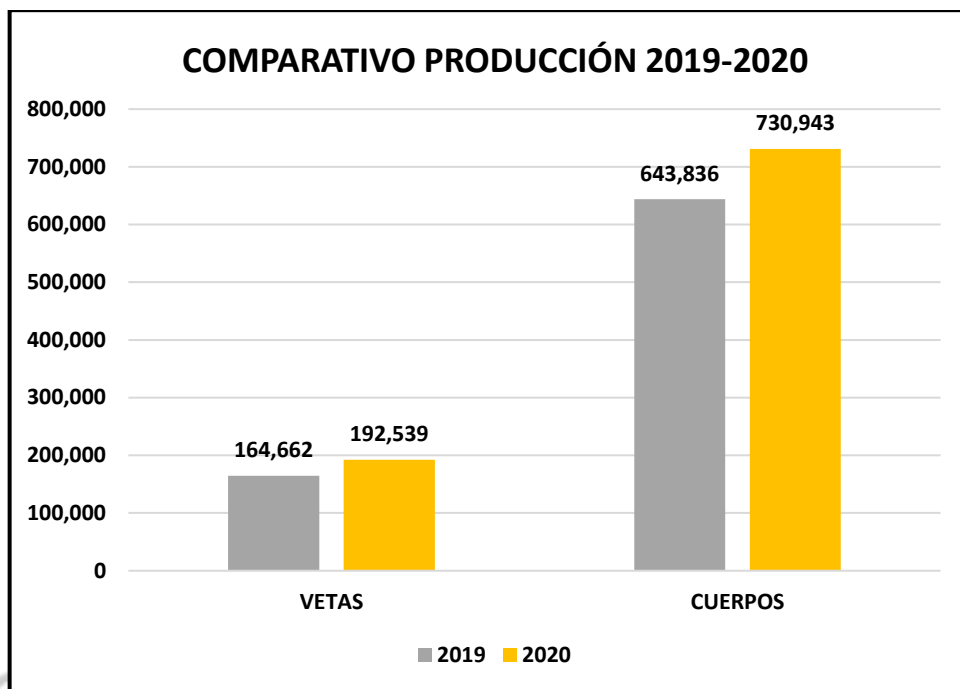


Figura 10. Comparativo producción zonas 2019-2020

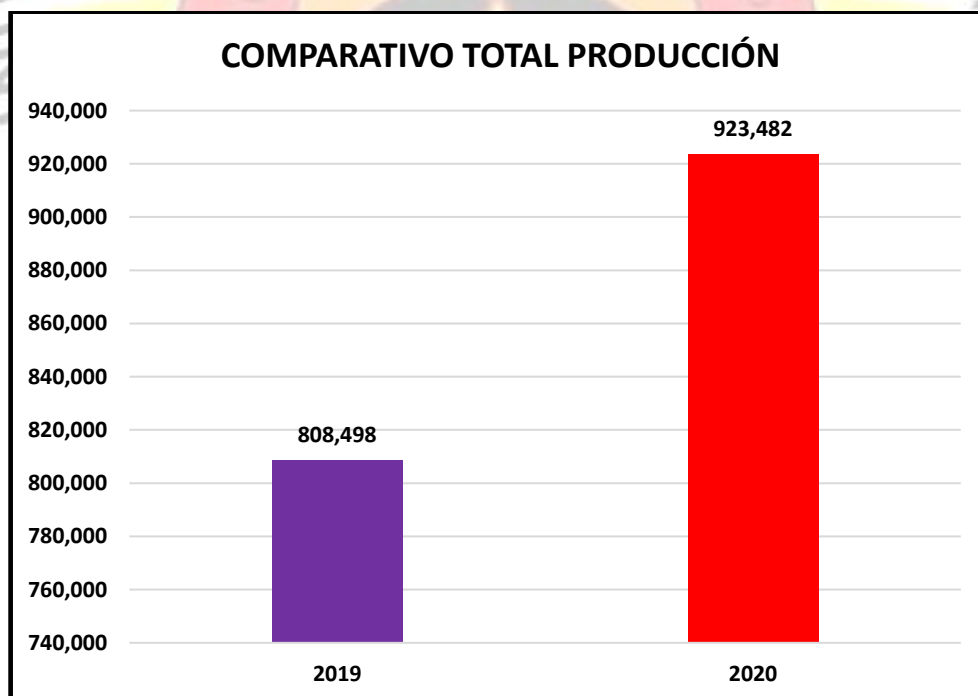


Figura 11. Comparativa producción total

IV. DISCUSIÓN

En relación al objetivo general, se halló que el impacto de la aplicación de los métodos de minado fue el incremento de la producción en un 14.22%, tal como indica Tito [24] en su investigación que busca analizar el método de taladros largos y su impacto en la producción el cual dio como resultado un incremento del 8.79% ya que se incidió en la modificación de algunos parámetros para perforación y voladura, y en otras etapas del ciclo de minado; además esta idea es fortalecida por los hallazgos de Parra [5] quien en su diseño del sistema de explotación para una mina subterránea manifiesta que tuvo que rediseñar los accesos para maquinaria y salida de personal de manera distinta lo que genera más seguridad y además permite dinamizar la producción tanto que se consiguió un aumento porcentual del 24.01%, que a su vez es favorecido por Pacombia [25] quien asegura que diseñar eficazmente las labores según el método de minado aplicable logra incrementar la producción en un 18.74%.

En relación al avance lineal, se halló que el impacto de la aplicación de los métodos de minado fue el incremento porcentual del 13.92%, tal como asegura Cieza y Huancas [26] quien en su análisis al método de minado usado indica que está en razón a las condiciones del yacimiento permitiendo un avance eficiente lineal logrando un 10.78% de incremento; además Villalta [9] asegura que el incremento lineal en avance fue eficiente en un 9.15% necesariamente debido a la eficacia del método de minado por taladros largos.

En referencia a la producción en vetas y cuerpos, se obtuvo que el impacto de la aplicación de métodos de minado fue un incremento del 16.92% y 13.535 respectivamente; hallazgos que son avalados por el estudio de Alata[8] quien asegura que al implementar el método de Sublevel Stopping con taladros largos ha logrado incrementar la producción en vetas de 158.4 tn/diarias a 362.88 toneladas en vetas y en un 14.15% en zona cuerpos, debido a la eficiencia del método; sumado a lo dicho por Sucasaca[7] quien asegura que el uso del método por corte y relleno ascendente mecanizado ha permitido un incremento de 230 tn/día a 285 tn/día en zonas de vetas y cuerpos que asegura el cumplimiento efectivo de la producción.

V. CONCLUSIONES

1. Se ha logrado determinar que la aplicación de métodos de minado ha incrementado la producción de minerales en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. 2020, debido a que se obtuvo 923,482 Tn de mineral mayor a los 808,498 Tn obtenidos en el año 2019; es decir, se incrementó en un 14.22% las toneladas de mineral extraído.
2. Se ha logrado determinar que la aplicación de métodos de minado ha incrementado el avance lineal en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. 2020, debido a que se obtuvo 8886 metros lineales mayor a los 7800 metros lineales obtenidos en el año 2019; es decir, se incrementó en un 13.92% los metros lineales avanzados.
3. Se ha logrado determinar que la aplicación de métodos de minado ha incrementado la producción en vetas en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. 2020, debido a que se obtuvo 192,539 Tn de mineral mayor a los 164,662 Tn obtenidos en el año 2019; es decir, se incrementó en un 16.92% las toneladas de mineral extraído.
4. Se ha logrado determinar que la aplicación de métodos de minado ha incrementado la producción en cuerpos en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. 2020, debido a que se obtuvo 730,943 Tn de mineral mayor a los 643,836 Tn obtenidos en el año 2019; es decir, se incrementó en un 13.53% las toneladas de mineral extraído.

VI. RECOMENDACIONES

1. Se recomienda constantemente evaluar las condiciones geomecánicas del macizo rocoso para mejorar el diseño de labores en relación al método de minado.
2. Se recomienda realizar investigación relativo al uso de indicadores operacionales para medir la eficacia y eficiencia de los métodos de minado mejorados y su diseño de labores.
3. Se recomienda realizar constantemente evaluación de proyectos tomando en cuenta la aplicación de métodos de minado en base a los costos que generan por producción y operación.
4. Se recomienda capacitar con más constancia a los colaboradores operativos para mejorar la eficiencia en el ciclo de minado según la maquinaria y equipos utilizado.

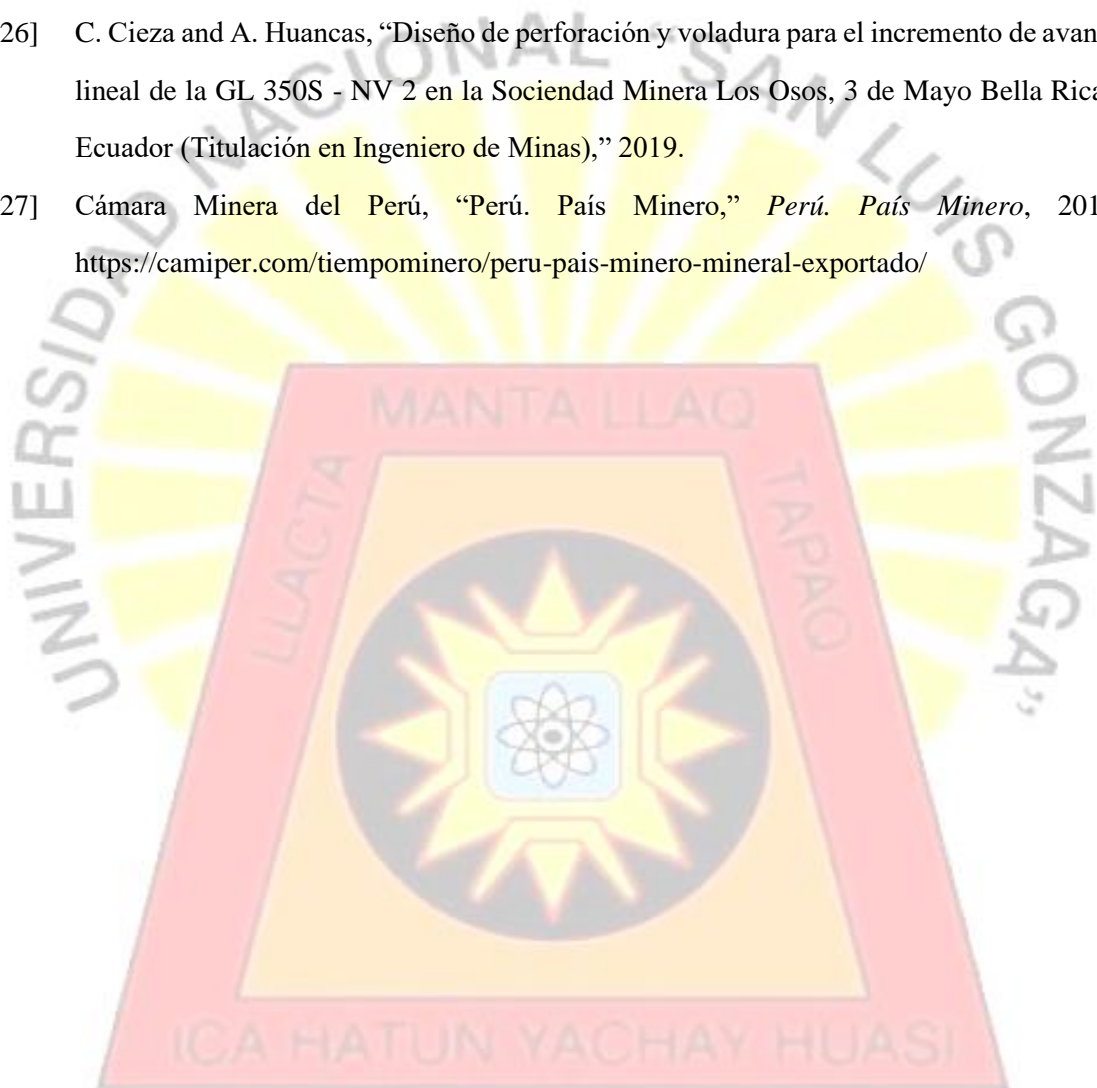


VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- [1] Banco Central de Reserva, “Actividad Económica,” 2020.
<https://www.bcrp.gob.pe/docs/Publicaciones/Notas-Estudios/2020/nota-de-estudios-28-2020.pdf>
- [2] Ministerio de Energía y Minas, “Minem: 10% del PBI y 61% de las exportaciones del 2018 fueron de la actividad minera,” *Anuario Minero 2018*, 2018.
<https://www.gob.pe/institucion/minem/noticias/29754-minem-casi-el-10-del-pbi-y-el-61-de-las-exportaciones-del-2018-fueron-producto-de-la-mineria>
- [3] Ministerio de Energía y Minas, “Anuario Minero 2019 Perú,” *mayo/2019*, 2019.
<https://www.minem.gob.pe/minem/archivos/file/Mineria/PUBLICACIONES/ANUARIOS/2019/AM2019.pdf>
- [4] Delphos Mine Plannig, “Métodos de explotación,” *08/10/2016*, 2016.
<https://delphoslab.cl/index.php/54-dec/pde-2/281-metodos-de-explotacion>
- [5] I. M. Parra Parra, “Selección y diseño del sistema de explotación subterráneo del Dominio Este del depósito VMS ‘El Domo’ ubicado en el cantón Las Naves, provincia de Bolívar (Tesis de Titulación),” Universidad Central de Ecuador, 2020.
- [6] H. Cárdenas and E. Vélez, “Análisis del diseño de explotación mediante el sistema Long Hole Stopping para el proyecto minero Loma Larga, Azuay-Ecuador (Titulación en Ingeniero de Minas),” Universidad del Azuay, 2019.
- [7] L. Sucasaca Pacombia, “Incremento de la producción del mineral en los tajeos Carlota y San José mediante el método de explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en la Minera Arirahua S.A. - Arequipa (Tesis de Titulación),” Universidad Nacional del Altiplano, 2019.
- [8] W. R. Alata TTito, “Implementación del método Sublevel Stopping con taladros largos para el minado del Tajo 012, Nv 18 Veta Ximena - Zona Oroya - Cia Minera Casapalca (Tesis de Titulación),” Universidad Nacional de San Antonio de Abad, 2018.
- [9] R. S. Villalta Colca, “Aplicación del método de explotación por taladros largos en Veta Virginia de la Unidad San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A. (Tesis de Titulación),” Universidad Nacional del Altiplano, 2018.
- [10] D. Rojas Baca, “Optimización de la producción en mantos auríferos mediante el método de corte y relleno ascendente semi mecanizado en la Empresa Minera J.H.S e hijos S.R.LTDA - 2018 (Tesis de Titulación),” Universidad Nacional del Altiplano, 2018.

- [11] J. L. Ortiz Basauri and A. C. Siguenza Rodríguez, “Propuesta del método Corte y Relleno Mecanizado para incrementar la producción en Mina Lourdes, UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A. 2016 (Tesis de Titulación),” Universidad Privada del Norte, 2016.
- [12] C. Castañeda Nomberto, “Aplicación del estudio de métodos para mejorar la productividad en el desmontaje de aros camiones en minera Las Bambas, 2018 (Titulación en Ingeniero Industrial),” Universidad César Vallejo, 2018.
- [13] Antofagasta Minerals Group, “Etapas del proceso productivo de una mina,” *SONAMI2*, 2012. <https://www.sonami.cl/v2/wp-content/uploads/2016/04/01.-Etapas-del-Proceso-Productivo-de-una-Mina.pdf>
- [14] C. López Valverde, “Selección del método de minado,” *Slideshare*, 2017. <https://es.slideshare.net/cristianenriquelopezvalverde/seleccin-del-mtodo-de-minado>
- [15] A. Chambi Zegarra, “Proyecto de explotación de veta la picada por el método corte y relleno ascendente Empresa Minera Aurífera Estrella - Caravelí - Arequipa (Titulación en Ingeniero de Minas),” Universidad Nacional de San Agustín, 2014.
- [16] E. S. Hinostriza Sánchez, “Implementación de malla de perforación y voladura de taladros largos para evaluar los costos operativos en el método de explotación sublevel stoping en la mina subterránea Marcapunta Sur - El Brocal (Titulación en Ingeniero de Minas),” Universidad Continental, 2019.
- [17] J. Herrera Herbert, *Introducción a la minería subterránea*, 2da ed. Madrid (España): Universidad Politécnica de Madrid, 2020.
- [18] F. Arias, *Tesis y Proyectos de Investigación*, 3era ed. Caracas: Episteme, 2006.
- [19] V. Niño, *Metodología de la Investigación*. Bogotá: Ediciones de la U, 2011.
- [20] R. Hernández, C. Fernández, and P. Baptista, *Metodología de la Investigación*, 5ta ed. México D.F: Mc Graw Hill, 2010.
- [21] S. Valderrama, *Pasos para elaborar proyectos de investigación científica*. Lima: San Marcos, 2013.
- [22] G. Briones, *Metodología de la Investigación Cuantitativa en las Ciencias Sociales*. Bogotá: ARFO Editores e Impresores, 2000. Accessed: Oct. 16, 2022. [Online]. Available: <https://metodoinvestigacion.files.wordpress.com/2008/02/metodologia-de-la-investigacion-guillermo-briones.pdf>
- [23] S. Carrasco, *Metodología de la Investigación científica*. Lima: San Marcos, 2006.

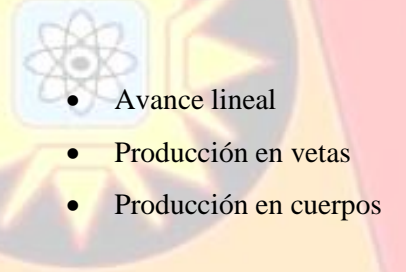
- [24] R. Tito, “Explotación por subniveles con taladros largos en cuerpos mineralizados para el incremento de la producción en la Unidad Minera Untutca - Cori Puno S.A.C. (Titulación en Ingeniero de Minas),” Universidad Nacional del Altiplano, 2018.
- [25] D. L. Sucasaca Pacombia, “Incremento de la producción del mineral en los tajeos Carlota y San José mediante el método de explotación corte y relleno descendente mecanizado en la minera Arirahua S.A. - Arequipa (Titulación en Ingeniero de Minas),” Universidad Nacional del Altiplano, 2019.
- [26] C. Cieza and A. Huancas, “Diseño de perforación y voladura para el incremento de avance lineal de la GL 350S - NV 2 en la Sociedad Minera Los Osos, 3 de Mayo Bella Rica - Ecuador (Titulación en Ingeniero de Minas),” 2019.
- [27] Cámara Minera del Perú, “Perú. País Minero,” *Perú. País Minero*, 2019. <https://camiper.com/tiempominero/peru-pais-minero-mineral-exportado/>





VIII. ANEXOS

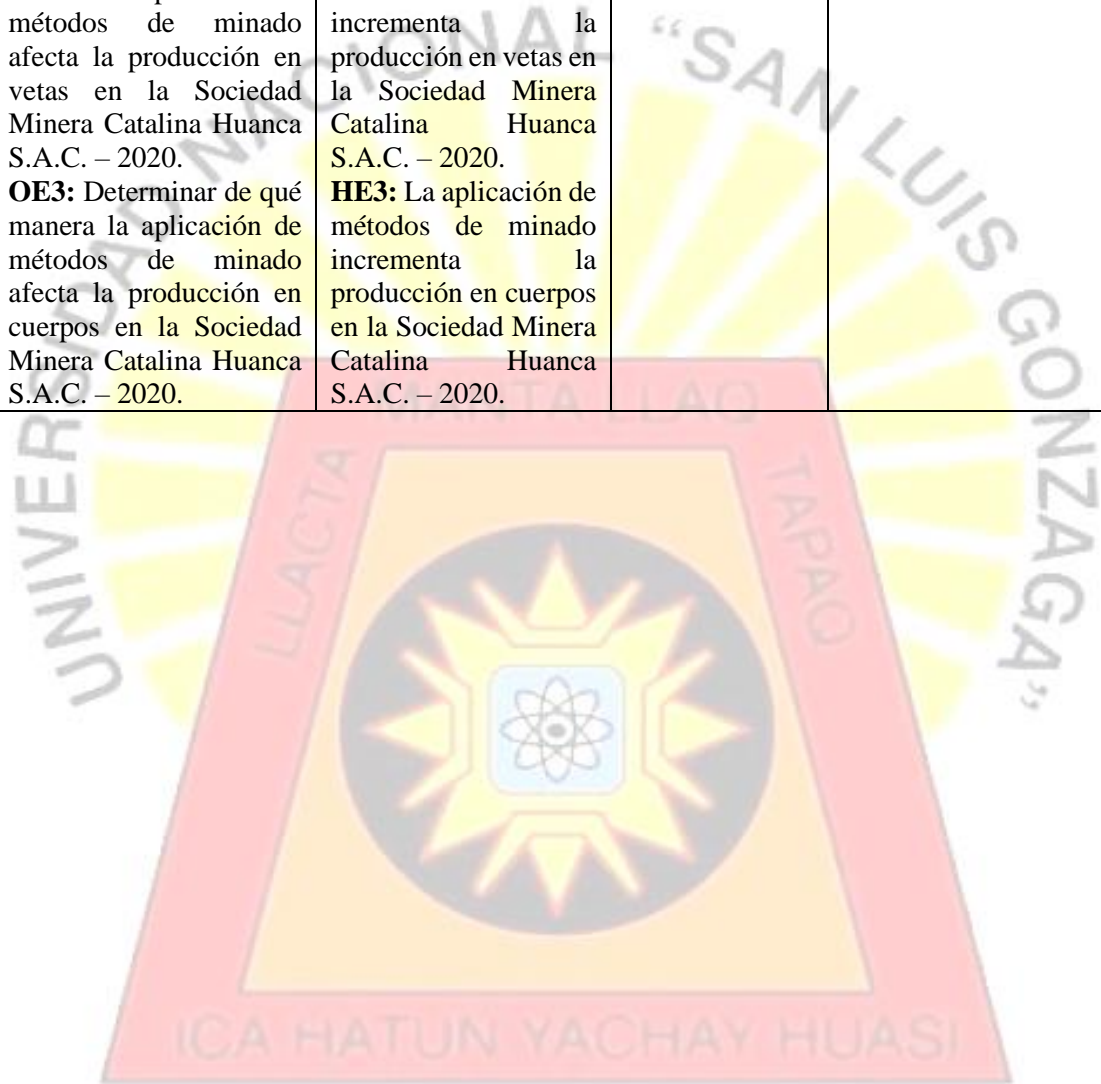
Anexo N°1: Operacionalización de variables

VARIABLES	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	INDICADORES	TÉCNICA/INSTRUMENTO
<p align="center">APLICACIÓN DE MÉTODOS DE MINADO</p>	<p>Es referido a los métodos mineros más eficientes para extraer el mineral in-situ en las labores mineras y se fundamenta en el análisis de las condiciones geológicas, geométricas, hidrológicas y de entorno físico, además del diagnóstico de las condiciones económicas [14]</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Corte y relleno ascendente mecanizado • Corte y relleno ascendente convencional • Cámaras y pilares con corte y relleno ascendente mecanizado • Shrinkage en vetas • Sublevel Stopping en vetas 	<p>Técnica del análisis documental/fichas de investigación</p>
<p align="center">PRODUCCIÓN DE MINERALES</p>	<p>Se refiere a la extracción de minerales metálicos y no metálicos con valor económico que serán comercializados primordialmente como materia en forma de concentrados, productos refinados y con algún valor agregado [27].</p>	 <ul style="list-style-type: none"> • Avance lineal • Producción en vetas • Producción en cuerpos 	<p>Técnica del fichaje / reportes de producción de minerales</p>

Anexo N° 2: Matriz de consistencia

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES	METODOLOGÍA
Problema general	Objetivo general	Hipótesis general			
¿De qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción de minerales en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020?	Determinar de qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción de minerales en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.	La aplicación de métodos de minado incrementa la producción de minerales en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.	Variable X: Aplicación de métodos de minado	<ul style="list-style-type: none"> • Corte y relleno ascendente mecanizado • Corte y relleno ascendente convencional • Cámaras y pilares con corte y relleno ascendente mecanizado • Shrinkage en vetas • Sublevel Stopping en vetas 	<p>Tipo: Aplicada</p> <p>Nivel: Descriptivo – explicativo</p> <p>Diseño: Experimental – pre experimento</p> <p>Población: La población se conformará por todas las zonas de explotación de la mina Catalina Huanca, en el año 2020.</p> <p>Muestra: La muestra estará conformada por las zonas cuerpos, mantos y vetas.</p> <p>Técnicas: El fichaje y el análisis documental</p>
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas			
PE1: ¿De qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la el avance lineal en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020?	OE1: Determinar de qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la el avance lineal en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.	HE1: La aplicación de métodos de minado incrementa el avance lineal en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.	Variable Y: Producción de minerales	<ul style="list-style-type: none"> • Avance lineal • Producción en vetas • Producción en cuerpos 	

<p>PE2: ¿De qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción en vetas en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020?</p> <p>PE3: ¿De qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción en cuerpos en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020?</p>	<p>OE2: Determinar de qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción en vetas en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.</p> <p>OE3: Determinar de qué manera la aplicación de métodos de minado afecta la producción en cuerpos en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.</p>	<p>HE2: La aplicación de métodos de minado incrementa la producción en vetas en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.</p> <p>HE3: La aplicación de métodos de minado incrementa la producción en cuerpos en la Sociedad Minera Catalina Huanca S.A.C. – 2020.</p>			<p>Instrumentos: Los reportes y las fichas</p>
---	---	---	--	--	---



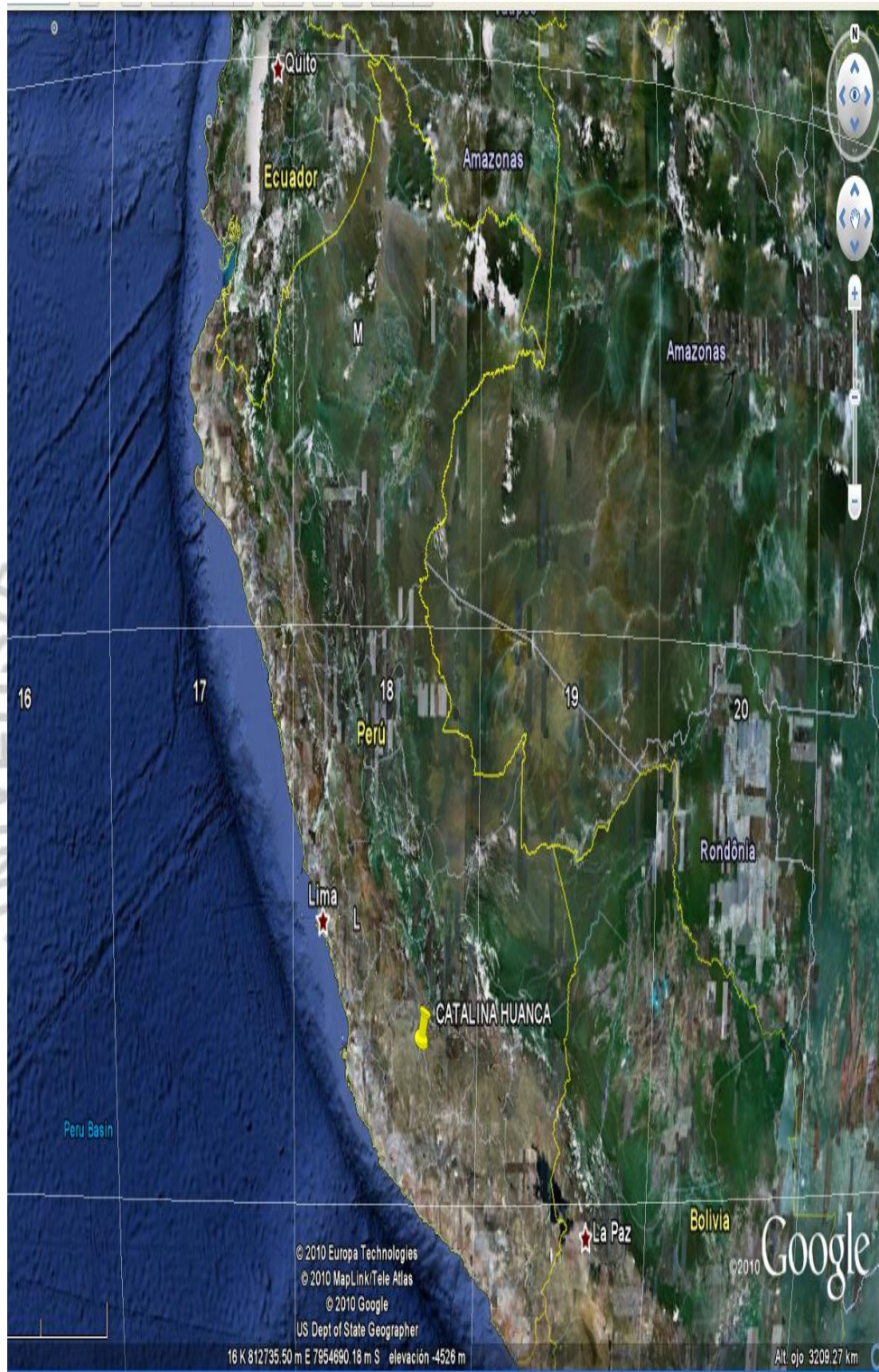
Anexo N° 3: Reservas de minerales

RESERVAS DICIEMBRE 2016									
Tipo Estructura	Categoría	TMS(K)	Ancho(m)	Pb(%)	Zn(%)	Ag(oz)	Cu(%)	Au(g)	US \$/t
Total	Probable	1,413	8.31	1.35	7.58	1.22	0.17	0.34	106.15
Total	Probado	212	3.22	2.60	6.15	1.65	0.25	0.72	120.71
Grand Total		1,625	7.65	1.51	7.39	1.27	0.18	0.39	108.05

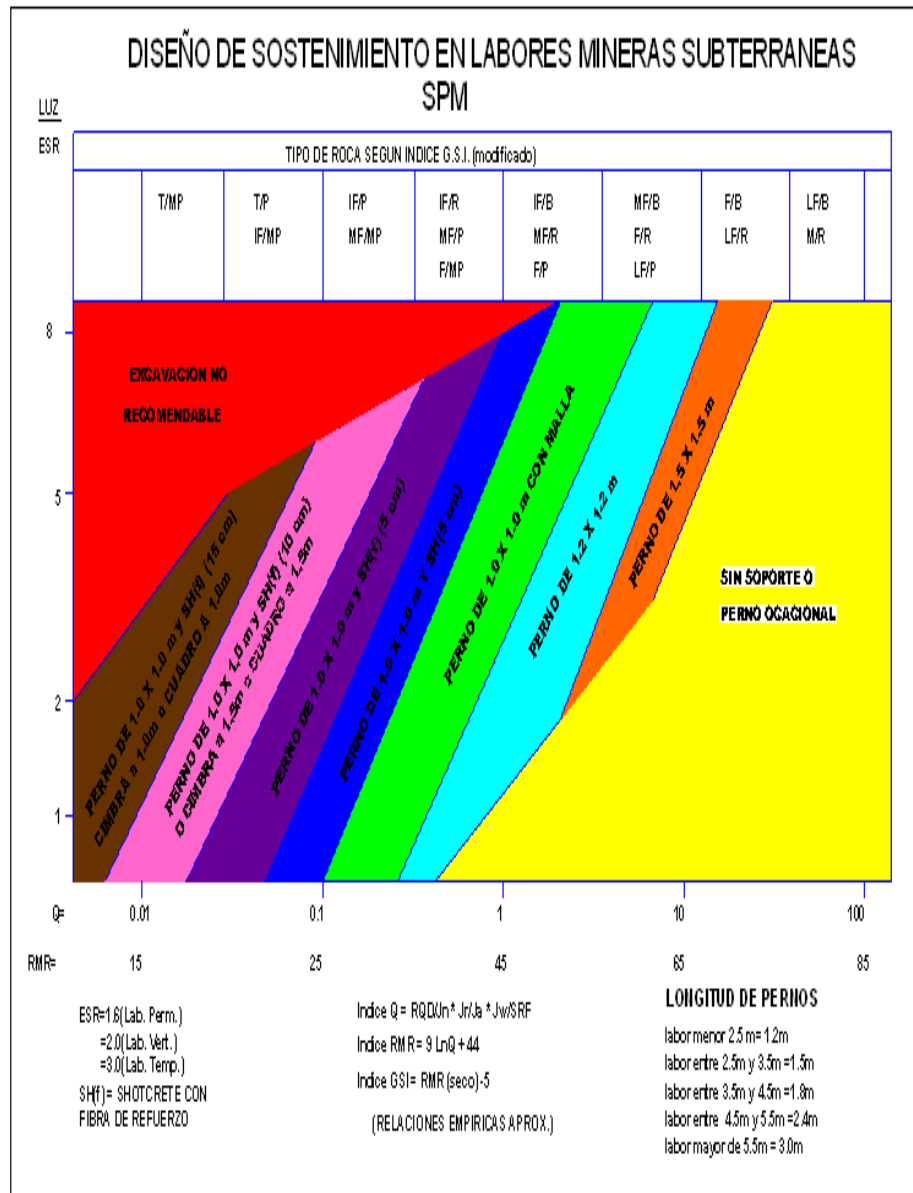
RESERVAS DICIEMBRE 2016									
Tipo Estructura	Categoría	TMS(K)	Ancho(m)	Pb(%)	Zn(%)	Ag(oz)	Cu(%)	Au(g)	US \$/t
Cuerpo	Probable	906	11.50	0.90	8.10	1.03	0.13	0.16	99.91
	Probado	34	8.13	1.18	7.42	1.05	0.08	0.62	107.04
	Sub Total	940	11.38	0.91	8.08	1.03	0.13	0.18	100.17
Manto	Probable	158	3.84	3.05	6.87	1.31	0.04	0.02	115.10
	Probado	102	2.84	3.95	6.55	1.37	0.10	0.01	123.71
	Sub Total	260	3.45	3.40	6.74	1.33	0.07	0.02	118.48
Veta	Probable	349	2.04	1.73	6.55	1.65	0.32	0.95	118.32
	Probado	77	1.57	1.43	5.06	2.31	0.53	1.70	122.75
	Sub Total	426	1.95	1.68	6.28	1.77	0.36	1.08	119.12
Total	Probable	1,413	8.31	1.35	7.58	1.22	0.17	0.34	106.15
Total	Probado	212	3.22	2.60	6.15	1.65	0.25	0.72	120.71
Grand Total		1,625	7.65	1.51	7.39	1.27	0.18	0.39	108.05

	VETAS	CUERPO	STOCK WORK	CUERPO MANTEADO
Pb	0.90	1.05	0.95	0.95
Zn	1.10	1.15	0.95	1.10
Ag	1.00	1.05	0.95	0.80
Cu	0.90	1.20	1.00	0.80
Au	1.00	1.00	0.95	1.00
TMS	0.95	0.95	0.90	0.92

Anexo N°4: Ubicación



Anexo N°5: Cartilla de Sostenimiento



FACTOR (ESR):

L. Permanen Rampas, Cruceros, Galerías: 1.6

L. Verticales Chimeneas, pique, echaderos: 2.0

L. Extracción Tajeos de Corte y Relleno, Camaras y pilares :3.0

RELACION EMPIRICA:

Indice $Q=RQD/J_n \cdot J_r/J_a \cdot J_w/SRF$

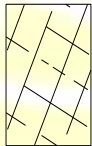
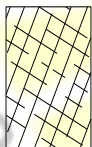
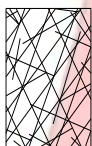


Indice $RMR=9LnQ+44$

Indice $GSI=RMR(seco)-5$

Nota.-Luz(Ancho o Altura labor)

Anexo N°6: Caracterización geomecánica

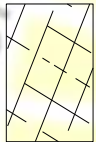
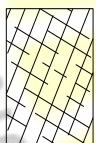
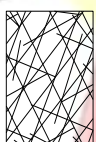

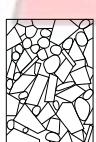
TABLA 1: CARACTERIZACION GEOTECNICA CUALITATIVO DEL MACIZO ROCOSO SEGUN EL GRADO DE FRACTURAMIENTO, CONDICION DE FRACTURAS Y RESISTENCIA (GSI MODIFICADO).

CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO (*)		CONDICION SUPERFICIAL				
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidos insitu con un flexometro. La mala voladura afecta esta condicion. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con la picota, se toma en cuenta la abertura, rugosidad, alteracion de paredes y relleno de discontinuidades.</p>		MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEY ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION LIGER ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE DISREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)
ESTRUCTURA		LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. (FRACTURADA EN BLOQUES) MUY BIEN TRABADA, TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) (1 A 5 FRACT. POR M²) 20cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<100cm.</p>	100cm 50cm 40cm					
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. (MUY FRACTURADA) BIEN TRABADA, POCO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (5 A 10 FRACT. POR M²) 10cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<20cm.</p>	20cm 15cm 10cm	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP
 <p>MUY FRACTURADA. (FRACTURADA/PERTURBADA) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) (10 A 20 FRACT. POR M²) 5cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<10cm.</p>	9cm 8cm 7cm 6cm	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. (DESINTEGRADA) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR M²) 2cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<5cm.</p>	5cm 4cm 3cm	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
 <p>TRITURADA O BRECHADA. (FOLIADA/LAMINADA) LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD). ESPAC. ENTRE DIACLASAS<2cm.</p>	2cm 1cm	T/MB	T/B	T/R	TP	T/MP

(*): C. VALLEJO 2007

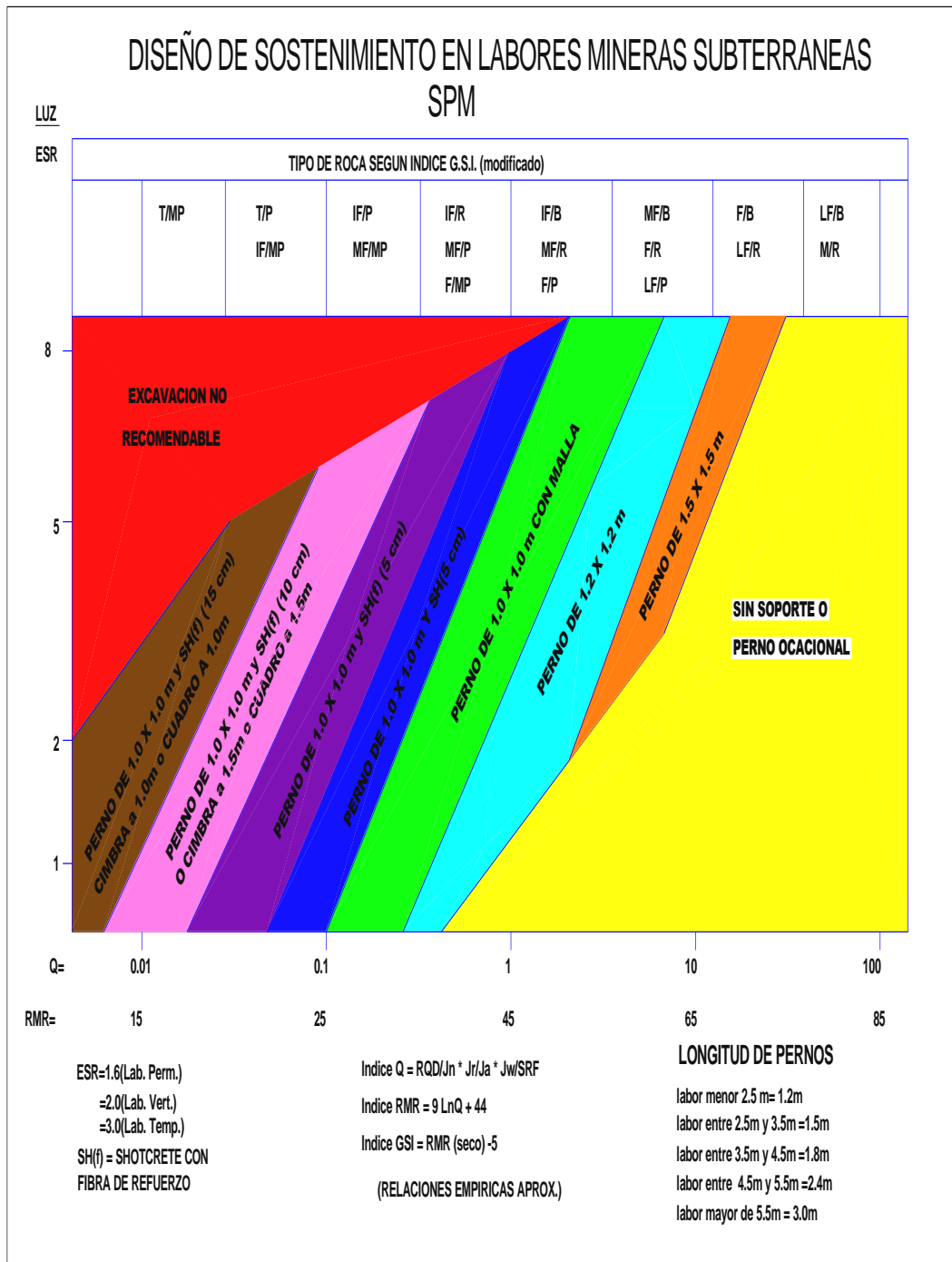
Anexo N°7: Caracterización geotécnica

TABLA 2: CARACTERIZACION GEOTECNICA CUANTITATIVO DEL MACIZO ROCOSO SEGUN EL GRADO DE FRACTURAMIENTO, CONDICION DE FRACTURAS Y RESISTENCIA (GSI MODIFICADO).






<p>CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO (*)</p> <p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidos insitu con un flexometro. La mala voladura afecta esta condicion. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con la picota, se toma en cuenta la abertura, rugosidad, alteracion de paredes y relleno de discontinuidades.</p> <p>La relacion del GSI con RMI, en condiciones secas y sin correccion por orientacion es la siguiente: GSI = RMR(seco) - 5</p>				CONDICION SUPERFICIAL				
<p>ESTRUCTURA</p>				MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE - FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIAS, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE DISCREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)
	<p>LEVEMENTE FRACTURADA. (FRACTURADA EN BLOQUES) MUY BIEN TRABADA, TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) (1 A 5 FRACT. POR M²) 20cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<100cm.</p>	100cm 90 85 80 75 70	90 85 80 75 70					
	<p>MODERADAMENTE FRACTURADA. (MUY FRACTURADA) BIEN TRABADA, POCO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (5 A 10 FRACT. POR M²) 10cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<20cm.</p>	20cm 15cm 10cm	65 60 55					
	<p>MUY FRACTURADA. (FRACTURADA/PERTURBADA) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) (10 A 20 FRACT. POR M²) 5cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<10cm.</p>	9cm 8cm 7cm 6cm	50 45 40 35					
	<p>INTENSAMENTE FRACTURADA. (DESINTEGRADA) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR M²) 2cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<5cm.</p>	5cm 4cm 3cm	30 25 20					
	<p>TRITURADA O BRECHADA. (FOLIADA/LAMINADA) LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD). ESPAC. ENTRE DIACLASAS<2cm.</p>	2cm 1cm	15 10 5					

(*): C. VALLEJO 2007

Anexo N°8: Diseño de sostenimiento en labores subterráneas



Anexo N°9: Tabla geomecánica usada en Catalina Huanca

 MINA CATALINA HUANCA S.A.C SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (Modificado) a. LABORES MINERAS TEMPORALES SECCION 1.5 a 3 mts		TABLA 1 CONDICIONES							
<div style="background-color: yellow; border: 1px solid black; padding: 2px; display: inline-block;">A</div> <p>SIN SOPORTE PERNO DE FRICCION OCASIONAL TIEMPO DE AUTOSOPORTE 7 MESES</p>	<div style="background-color: red; border: 1px solid black; padding: 2px; display: inline-block;">B</div> <p>PERNO SISTEMATICO DE FRICCION 1.75 x 1.75 m. (Malla ocasional) TIEMPO DE AUTOSOPORTE 3 MESES</p>	<div style="background-color: blue; border: 1px solid black; padding: 2px; display: inline-block;">C</div> <p>PERNO SISTEMATICO DE FRICCION 1.50 x 1.50 m. (Malla ocasional) TIEMPO DE AUTOSOPORTE 17 DIAS</p>	<div style="background-color: green; border: 1px solid black; padding: 2px; display: inline-block;">D</div> <p>PERNO SISTEMATICO DE FRICCION O COMPRESION 1.20 x 1.20 m. Y MALLA ELECTROSOLDADA TIEMPO DE AUTOSOPORTE 6 DIAS</p>	<div style="background-color: brown; border: 1px solid black; padding: 2px; display: inline-block;">E</div> <p>SHOTCRETE 2" + PERNO SISTEMATICO DE FRICCION O COMPRESION 1.0 x 1.0 m. + MALLA O CUADROS DE MADERA A 1.5 m. TIEMPO DE AUTOSOPORTE 2 DIAS</p>	<div style="background-color: purple; border: 1px solid black; padding: 2px; display: inline-block;">F</div> <p>SHOTCRETE 3" + PERNO SISTEMATICO DE FRICCION O COMPRESION 1.0 x 1.0 m. O CUADROS DE MADERA ESPACIADO DE 1.0 A 1.5 m. TIEMPO DE AUTOSOPORTE INMEDIATO</p>	BUENA (MUY RESISTENTE - FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS. CERRADAS. (Rc 100 A 250 Mpa) (SE ROMPE CONTRES O MAS GOLPES DE BARRETILLA)	REGULAR (RESISTENTE - LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA (Rc 50 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE BARRETILLA)	POBRE (MODERADA RESISTENTE - LEVE A MODERADAMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 25 A 50 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE BARRETILLA)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRICCIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 Mpa) (SE INDENTA MAS DE 5 mm. O DISGREGA CON GOLPE DE BARRETILLA)
ESTRUCTURA		90 85	80 75	70 65 60	55				
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (RQD = 115 - 3.3 Jn.)</p>	(A)	(A)	(A)	—					
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD = 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	(A)	(A)	(B)	(D)					
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SIST. DE DISCONTINUIDADES. (RQD = 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	(A)	(B)	(D)	(E)					
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD = 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	(A)	(C)	(E)	(F)					
			(D)	(E)	(F)				
		(E)	(F)	(F)	(F)				
			(E)	(F)	(F)				

**METODOLOGIA DE APLICACIÓN
SOSTENIMIENTO EN LABORES CON SECCION 1.5 a 3 mts**

INDICE G.S.I	CLASIFICACION RMR		VALUACION INDICE Q	
	INDICE RMR	TIPO DE ROCA	DE	A
FRACTURADA/BUENA (F/B)	61-70	II BUENA	10	50
FRACTURADA/REGULAR (F/R)	51-60	III REGULAR A	5	10
FRACTURADA/POBRE (F/P)	41-50	III REGULAR B	1	5
MUY FRACTURADA/BUENA (MF/B)	41-50	III REGULAR B	1	5
MUY FRACTURADA/REGULAR (MF/R)	41-50	III REGULAR B	1	5
MUY FRACTURADA/POBRE (MF/P)	31-40	IV MALA A	0.1	1
MUY FRACTURADA/MUYPOBRE (MF/MP)	21-30	IV MALA B	0.01	0.1
INTENSAMENTE FRACTURADA/REGULAR (IF/R)	31-40	IV MALA A	0.1	1
INTENSAMENTE FRACTURADA/POBRE (IF/P)	21-30	IV MALA B	0.01	0.1
INTENSAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (IF/MP)	< 20	V MUY MALA	0.001	0.01

Aplicación SIN FACTORES INFLUYENTES

PARA LA APLICACIÓN DE ESTA TABLA SE DETERMINA IN SITU UNA VEZ LAVADAS LAS PAREDES Y EL TECHO DE LA LABOR A MAPEAR, LA CANTIDAD DE FRACTURAS POR METRO LINEAL, UTILIZANDO UN FLEXOMETRO (PARÁMETROS DE ESTRUCTURAS) Y LA RESISTENCIA DE LA ROCA DEFINIDA POR LA CANTIDAD DE GOLPES DE PICOTA Y/O BARRETIILLA, CON LAS QUE SE ROMPE O SE INDENTA EN LA ROCA, ADEMÁS DE OBSERVAR LA CONDICIÓN DE LAS FRACTURAS (ABERTURA, RELLENO Y ALTERACIÓN - PARÁMETRO DE CONDICIONES)

• CADA RECUADRO NOS MUESTRA SUBDIVISIONES CON EL SOSTENIMIENTO DESIGNADO QUE DEBE APLICARSE, ESTO SOLO CUANDO NO PRESENTAN FACTORES INFLUYENTES; LAS CORRECCIONES PARA ESTOS SE DETALLAN EN EL PARRAFO SIGUIENTE.

Corrección POR FACTORES INFLUYENTES

- LA PRESENCIA DE AGUA, ORIENTACIONES DESFAVORABLES DE LAS DISCONTINUIDADES, OCURRENCIA DE ESFUERZOS (LAJAMIENTO EN PAREDES, LABORES CERCANAS Y CERCANÍA DE FALLAS) Y DEMORAS EN LA COLOCACIÓN DE SOPORTE QUE AFECTEN A UN DETERMINADO TIPO DE ROCA EN UNA LABOR, ORIGINARA QUE EL SOPORTE ASIGNADO POR SU CONDICIÓN AL MOMENTO DE LA EXCAVACIÓN REQUIERA SER REFORZADO, PARA LO CUAL SE DEBERÁ COLOCAR EL SOPORTE SIGUIENTE CON MAYOR GRADO, TANTO EN ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO COMO EN TIEMPOS DE COLOCACIÓN, **DEBIENDO CONSIDERARSE UNA SOLA CORRECCIÓN.**
- EJEMPLO: TAJO DE 3.00 X 3.00 M MF/R, EL SOPORTE SIN FACTORES INFLUYENTE CORRESPONDERÍA A PERNOS SISTEMÁTICOS A 1.75 M. MAS MALLA OCASIONAL (SOPORTE TIPO B) Y TIEMPO DE AUTOSOPORTE DE 3 MESES; ANTE LA PRESENCIA DE AGUA, ORIENTACIÓN DESFAVORABLE DE DISCONTINUIDADES, ABERTURAS CERCANAS, O INFLUENCIAS DE ESFUERZOS SE DEBERÁ COLOCAR UN SOPORTE TIPO C. SU TIEMPO DE AUTOSOPORTE SERÁ DE 17 DÍAS.

Medidas Preventivas y de Control

- EJECUCIÓN DE MAPEO GEOMECÁNICO DE INMEDIATO Y COLOCACIÓN DE SOPORTE DE ACUERDO AL TIPO Y TIEMPO RECOMENDADO EN LA TABLA.
- REVISAR Y CUMPLIR EN FORMA ESTRICTA CON EL MANUAL DE PROCEDIMIENTOS DE COLOCACIÓN DE LOS DIFERENTES ELEMENTOS DE SOPORTE QUE SE APLIQUEN.
- EFECTUAR PERIÓDICAMENTE ENSAYOS DE ARRANQUE DE LOS PERNOS COLOCADOS, LIMPIEZA Y REPARACIÓN DE MALLAS RELLENADAS CON FRAGMENTOS, REEMPLAZAR LOS PERNOS MAL COLOCADOS O SUELTOS Y LOS TRAMOS CON SHOTCRETE DETERIORADO.
- CAPACITACIÓN PERMANENTE DEL PERSONAL DE OPERACIONES (JEFES DE GUARDIA, CAPATACES PERFORISTAS Y AYUDANTES) EN LA APLICACIÓN DE LA TABLA Y COLOCACIÓN DEL SOSTENIMIENTO.
- COMPROMISO DE LA GERENCIA Y JEFATURAS CON LA APLICACIÓN CORRECTA Y OPORTUNA DE ESTA ACTIVIDAD.
- APLICAR EL PRINCIPIO "LABOR AVANZADA, LABOR SOSTENIDA" D.S 024-2016 Y SU MODIFICATORIA (DS N° 023-217) Art.213.

Leyenda

PERNOS DE FRICCIÓN: SPLIT SET, SPLIT BOLT O VARIEDADES

PERNOS DE COMPRESIÓN: SWELLEX, HYDRABOLT, PHYTON, BULTECK

PERNOS DE ADHESIÓN: PERNOS HELICOIDALES, PERNOS AUTOPERFORANTES, VARILLAS DE Fc