FORMATO DE AUTORIZACIÓN PARA PUBLICACIÓN DE TESIS Y TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN, PARA A OPTAR GRADOS ACADÉMICOS Y TÍTULOS PROFESIONALES EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL DIGITAL - UNASAM

Conforme al Reglamento del Repositorio Nacional de Trabajos de Investigación – RENATI.
Resolución del Consejo Directivo de SUNEDU Nº 033-2016-SUNEDU/CD

1. Datos del Autor:

Apellidos y Nombres: **PATRICIO PRUDENCIO GALAN CHINCHAY**

Código de alumno: 112.0802.384 Teléfono: 966897845

Correo electrónico:**Patrick.gc24@gmail.com** DNI o Extranjería: 48353768

2. Modalidad de trabajo de investigación:

( ) Trabajo de investigación ( ) Trabajo académico

( ) Trabajo de suficiencia profesional (x) Tesis

3. Título profesional o grado académico:

( ) Bachiller (x) Título ( ) Segunda especialidad

( ) Licenciado ( ) Magister ( ) Doctor

4. Título del trabajo de investigación:

"MINIMIZACIÓN DE COSTOS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN LOS TAJEOS DEL NIVEL 1720 Y NIVEL 1650 DE LA VETA KAROLA TECHO – CÍA MINERA PODEROSA S.A. - 2019"

5. Facultad de: Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia

6. Escuela, Carrera o Programa: de Ingeniería de Minas

7. Asesor:

Apellidos y Nombres: Dr. Ing. Ramos Aquiño Flavio Augusto Teléfono: 950833927

Correo electrónico: **ramos0725@hotmail.com** DNI: 31678801

A través de este medio autorizo a la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, publicar el trabajo de investigación en formato digital en el Repositorio Institucional Digital, Repositorio Nacional Digital de Acceso Libre (ALICIA) y el Registro Nacional de Trabajos de Investigación (RENATI).

Asimismo, por la presente dejo constancia que los documentos entregados a la UNASAM, versión impresa y digital, son las versiones finales del trabajo sustentado y aprobado por el jurado y son de autoría del suscrito en estricto respeto de la legislación en materia de propiedad intelectual.

Firma: ……..
D.N.I 48353768

Fecha: 08 / 07 / 2019

UNIVERSIDAD NACIONAL "SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y METALURGIA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

"MINIMIZACIÓN DE COSTOS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN LOS TAJEOS DEL NIVEL 1720 Y NIVEL 1650 DE LA VETA KAROLA TECHO - CÍA. MINERA PODEROSA S. A. - 2019"

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Bach. GALAN CHICHAY, Patricio Prudencio

Asesor:

Dr. Ing. RAMOS AQUIÑO, Flavio Augusto

HUARAZ - PERÚ

2019

DEDICATORIA

Este trabajo de tesis está dedicado a mi familia, en especial a mis padres Francisco Galan y Nicolasa Chinchay, quienes son como eje y motor de toda mi vida y confiaron siempre en mí.

AGRADECIMIENTO

Por intermedio del presente mi sincera gratitud a las siguientes personas que contribuyeron, brindaron valiosas sugerencias, críticas constructivas, apoyo moral y material.

Al Ing. Dr. Flavio Ramos Aquino, asesor, maestro y amigo; quien con mucha preocupación asesoro para realizar este trabajo de tesis.

Al Ing. Felipe Mamani Rocca y al Capataz José Córdova, por la orientación, seguimiento y supervisión continua, pero sobre todo por la motivación y el apoyo recibido a lo largo de la realización de la tesis.

A la Empresa Contratista Minera Tauro S.A.C.; por darme la oportunidad de desarrollarme como profesional.

Expreso también mi eterna gratitud a mi alma mater, la Universidad Nacional de Ancash Santiago Antúnez de Mayolo (UNASAM), ya que ser parte de esta casa de estudios me hace sentir orgulloso, agradezco también, personal directivo, docente y administrativo de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la UNASAM, que durante mi permanencia universitaria me brindaron útiles conocimientos que fortalecieron mi formación profesional y social.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado minimización de costos del método de explotación de corte y relleno ascendente en los tajeos del nivel 1720 y nivel 1650 de la veta Karola Techo - Cía. Minera Poderosa S. A. – 2019, que se encuentra ubicado en el departamento de la Libertad distrito y provincia de Pataz, a una altitud que varía entre 1,250 y 3,300 m.s.n.m. y tiene como principal propósito determinar las costos de explotación de los tajos de los niveles 1720 y 1650 en base a sus características geológicas y geo mecánicas para tener ahorros.

Se justifica porque la explotación de minerales, no es más que un elemento de las operaciones complejas que conducen a la obtención del metal, los problemas de la explotación no pueden resolverse independientemente de todo el proceso complejo en referencia, lo cual, debido a la actual coyuntura económica de los minerales, especialmente del oro, las empresas dedicadas a la explotación de este metal precioso buscan incrementar su producción a un menor costo. Esta investigación surge de la necesidad de aprovechar al máximo el yacimiento minero, minimizando los costos y aumentando la producción, también se debe realizar un diseño y plan de minado optimo, basándonos en los siguientes aspectos: seguridad, producción, bajos costos de operación y cuidado del medio ambiente.

La empresa especializada Contrata Minera Tauro SAC, busco la necesidad de minimizar los costos y cumplir con el programa, para generar mayor ingreso en cuanto a su liquidación mensual, para ello la empresa cuenta con profesionales y colaboradores capacitados para alcanzar el objetivo.

Se concluyó que se minimizo los costos del método de explotación de corte y relleno ascendente en los tajeos del NV. 1720 y NV. 1650 permitiendo ahorrar US$ 0.23 / tonelada.

PALABRAS CLAVES

Minimización de costos, método de explotación de corte y relleno ascendente, tajeos, nivel 1720, nivel 1650, veta Karola techo, Cía. minera Poderosa S. A., año 2019.

ABSTRACT

The present work of investigation titled minimization of costs of the method of exploitation of cut and filling ascending in the Tajeos of the level 1720 and level 1650 of the vein Karola ceiling - Cía. Minera Poderosa S.A. - 2019, which is located in the department of Libertad district and province of Pataz, at an altitude that varies between 1,250 and 3,300 m.s.n.m. and its main purpose is to determine the costs of exploitation of the pits of levels 1720 and 1650 based on their geological and geo-mechanical characteristics to have savings.

It is justified because the exploitation of minerals, is not more than an element of the complex operations that lead to the obtaining of the metal, the problems of the exploitation can not be solved independently of all the complex process in reference, which, due to the current economic situation of minerals, especially gold, companies engaged in the exploitation of this precious metal seek to increase their production at a lower cost. This research arises from the need to make the most of the mining deposit, minimizing costs and increasing production. An optimal design and mining plan must also be carried out, based on the following aspects: safety, production, low operating and care costs enviroment.

The specialized company Contrata Minera Tauro SAC, sought the need to minimize costs and comply with the program, to generate more income in terms of its monthly settlement, for this the company has professionals and trained collaborators to achieve the goal.

It was concluded that the costs of the method of exploitation of cutting and upward filling in the fellings of the NV were minimized. 1720 and NV. 1650 allowing to save US$ 0.23 / ton.

KEYWORDS

Minimization of costs, method of exploitation of cutting and filling up, tajeos, level 1720, level 1650, vein Karola ceiling, Cía. Minera Poderosa S.A., year 2019

ÍNDICE

DEDICATORIA ii
AGRADECIMIENTO iii
RESUMEN iv
ABSTRACT v
ÍNDICE vi
TABLAS ix
FIGURAS x
INTRODUCCIÓN xi
CAPITULO I: GENERALIDADES 1
1.1 Entorno Físico. 1
1.1.1. Ubicación y acceso. 1
1.1.2. Topografía 4
1.1.3. Clima y meteorología. 5
1.2 Entorno Geológico. 5
1.2.1. Geología regional. 5
1.2.2. Geología local. 9
1.2.3. Geología estructural. 13
1.2.4. Geología económica. 24
CAPITULO II: FUNDAMENTACIÓN 28
2. Marco Teórico. 28
2.1. Antecedentes de la investigación. 28
2.2. Fundamentación teórica. 31
2.2.1. Generalidades. 31
2.2.2. Método de explotación subterránea. 33
2.3. Definición de Términos. 41
CAPITULO III: METODOLOGÍA 49
3.1. El Problema. 49
3.1.1. Formulación del Problema. 50
3.1.2. Objetivos de la investigación. 50

3.1.2.1. Objetivo General. 50

3.1.2.2. Objetivos Específicos. 50

3.1.3. Justificación. 51

3.1.4. Limitaciones. 52

3.1.5. Alcances. 52

3.2. Hipótesis. 52

3.3. Identificación y clasificación de variables 53

3.3.1. Variables Dependientes 53

3.3.2. Variables Independientes 53

3.4. Diseño de la investigación. 53

3.4.1. Tipo de investigación. 53

3.4.2. Nivel de la investigación 54

3.4.3. Diseño de investigación 54

3.4.4. Método 54

3.4.5. Población y muestra. 54

3.4.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos. 55

CAPITULO IV: RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN 57

4.1 Descripción de la realidad y procesamiento de datos 57

4.2 Preparación de los tajos de los niveles 1720 y 1650, para su explotación. 57

4.2.1. Preparación de Chimeneas. 57

4.2.2. Preparación de Subniveles. 58

4.2.3. Preparación de cámara de Winche. 59

4.2.4. Ciclo de minado en el Tajo. 59

4.2.5. Costos de la explotación en de los tajos. 65

4.3 Discusión de Resultados. 81

4.4 Aporte del tesista. 82

CONCLUSIONES. 83

RECOMENDACIONES 84

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS 85
ANEXOS 87
ANEXO N° 01: Matriz de consistencias 88
ANEXO N° 02: Cartillas Geomecánicas 90
ANEXO N° 03: Estándar operativo de voladura en tajos 94
ANEXO N° 04: Estándar de sostenimiento con cuadro cojo en tajos 101

TABLAS

Tabla 1: Reserva de mineral a Diciembre de 2018 26

Tabla 2: Resumen del Método 40

Tabla 3: Descripción de labor Antes de la Optimización. 68

Tabla 4: Calculo de Tiempos de Perforación Antes de la Optimización. 69

Tabla 5: Calculo de Rendimiento y Avance Antes de la Optimización. 70

Tabla 6: Calculo de Tonelaje de Mineral por Disparo Antes de la Optimización. 71

Tabla 7: Calculo de Factor de Carga y Factor de Potencia del Explosivo Antes de la Optimización. 72

Tabla 8: Costo de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional antes de la optimización. 73

Tabla 9: Descripción de Labor después de la Optimización. 74

Tabla 10: Calculo de Tiempos de Perforación después de la Optimización. 75

Tabla 11: Calculo de Rendimiento y Avance después de la Optimización. 76

Tabla 12: Calculo de Tonelaje de Mineral por Disparo después de la Optimización. 76

Tabla 13: Calculo de Factor de Carga y Factor de Potencia del Explosivo después de la Optimización. 77

Tabla 14: Costo de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional después de la optimización. 78

Tabla 15: Consumo de explosivos antes de la optimización. 79

Tabla 16: Consumo de explosivos después de la optimización. 79

Tabla 17: Tonelaje de mineral roto antes de la optimización. 79

Tabla 18: Tonelaje de mineral roto después de la optimización. 80

FIGURAS

Figura 1: Plano de ubicación Compañía minera Poderosa. 3

Figura 2: Geología Regional Batolito de Pataz. 7

Figura 3: Geología Regional Batolito de Pataz. 8

Figura 4: Estratigrafía Batolito de Pataz 12

Figura 5: Modelo genético para las estructuras de poderosa. 23

Figura 6: Franja Metalogenético de mina Poderosa. 27

Figura 7: Corte y relleno tradicional de mina Poderosa. 40

Figura 8: Método Corte y Relleno preparación del tajo. 58

Figura 9: Malla de perforación Tajo. 60

Figura 10: Perforación en Breasting del método corte y relleno ascendente. 60

Figura 11: Relleno con winche de rastrillaje con método Corte y Relleno. 65

INTRODUCCIÓN

La presente investigación propone: minimizar los costos del método de explotación de corte y relleno ascendente en los tajeos del nivel 1720 y nivel 1650 de la veta Karola Techo - Cía. Minera Poderosa S. A. en el año 2019, aprovechando al máximo la extracción y beneficio del mineral.

Los costos antes de la optimización eran alrededor de US$ 9.71 por tonelada rota y después de la optimización fueron de US$ 9.48 por tonelada rota produciéndose un ahorro sustancial de 0.23 US$/tonelada rota que significara ganancias para la empresa minera.

A continuación, se hace una breve síntesis del índice de la presente tesis:

En el Capítulo l: GENERALIDADES, se detalla temas referentes al entorno físico y al entorno geológico.

En el Capítulo II: FUNDAMENTACIÓN, con el marco teórico, los antecedentes de la investigación, la fundamentación teórica y la definición de términos.

En el Capítulo III: METODOLOGÍA, se detalla el problema, la hipótesis las variables y el diseño de la investigación.

En el Capítulo IV: RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

El tesista

CAPITULO I: GENERALIDADES

1.1 Entorno Físico.

1.1.1. Ubicación y acceso.

La compañía Minera Poderosa se encuentra ubicada en:

- ✓ Paraje : Vijus
- ✓ Distrito : Pataz
- ✓ Provincia : Pataz
- ✓ Departamento : La Libertad

Geográficamente se localiza en el sector Norte de la cordillera Oriental Peruana, en el flanco Occidental del Valle del Marañón (ver figura 1). Las coordenadas geográficas son las siguientes:

- ✓ Longitud 77°35’24”

- ✓ Latitud 7°47’02°
- ✓ Altitud aprox. 2000 m.s.n.m. (Departamento de Geología CMPSA, 2015).

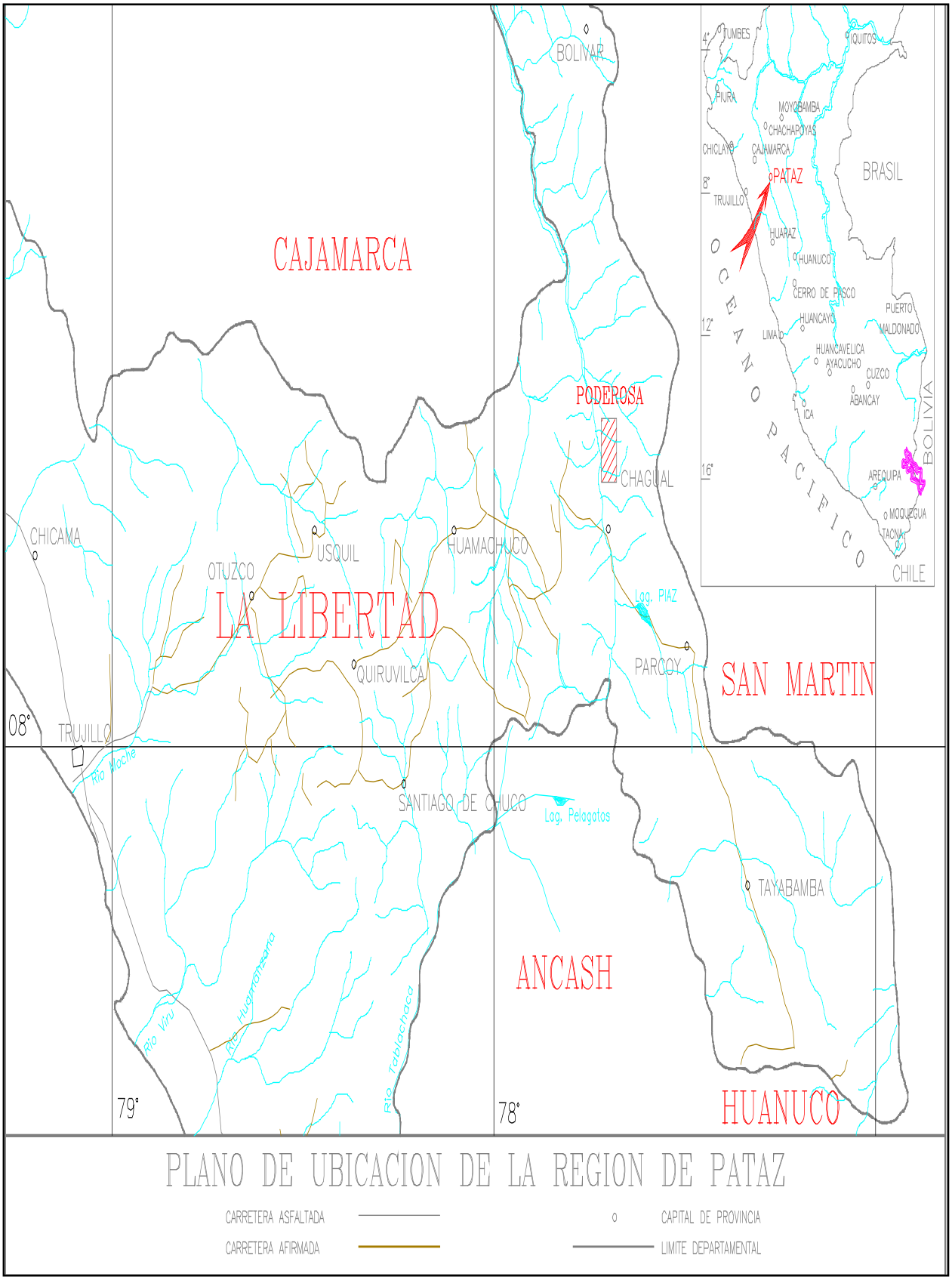


Figura 1: Plano de ubicación Compañía minera Poderosa.

Fuente: Departamento de geología, 2015

Accesibilidad. - El acceso al asiento minero se hace por vía aérea como por vía terrestre. Por tierra desde la ciudad de lima siguiendo la Panamericana Norte hacia Trujillo, luego por el Este hacia Huamachuco, continuando por la carretera hacia Parcoy - Tayabamba, la cual cruza el rio Marañón en el puente Chagual, en la nace el desvío hacia el Norte que conduce a la localidad de Vijus, en donde se tienen las instalaciones de la planta concentradora de la Compañía Minera Poderosa; punto del cual nacen las carreteras a las zonas Norte (Jimena, Karola y Estrella) y Sur (Consuelo, choloque, Planta Santa María). El acceso por vía aérea partiendo de Lima se realiza en 2 horas y de Trujillo 45min. Hasta el aeropuerto de Tuman cerca de Chagual, aproximadamente 15Km de Vijus. (Departamento de Geología CMPSA, 2014).

1.1.2. Topografía

Topográficamente el área donde se encuentra la CIA. Minera Poderosa S.A., pertenece a la región de Pataz el cual se caracteriza por tener una fisiografía sumamente accidentada, con quebradas y ríos bastante encañados y elevaciones que oscilen entre los 1200 y los 4100 msnm.

Se reconocen como unidades geográficas en la región (dirección oeste – este) a la Cordillera Central de los Andes, al valle del río Marañón y la Cordillera Oriental de los Andes, todas siguiendo un rumbo aproximado NNO – SSE. La unidad minera misma se ubica en el flanco oeste de la cordillera oriental, sobre el río Marañón.

Este valle alcanza en la región de Pataz una profundidad cercana a los 3000 metros, estando denotada por la diferencia de altitud entre las cumbres de las cordilleras y el cauce del río Marañón. Con un ancho promedio comprendido de 2 Kilómetros aproximadamente.

La característica más importante del valle es la presencia de fuertes pendientes en sus flancos, variando en promedio entre 20% en el piso de valle y 35% en la Zona más escarpada hacia la cumbre. Esto flancos se extienden en forma continua por decenas de Kilómetros sin mayores interrupciones. Las tributarias del Marañón, tales como Chicún y El Tingo, son pendiente abrupta y de difícil acceso.

1.1.3. Clima y meteorología.

El clima y la meteorología son variados, esto se debe a la accidentada topografía como a la precipitación pluvial que varía formando fajos o zonas de vegetación y climas característicos siguiendo paralelamente con la cordillera. Presentando un clima seco como cálido, en los niveles superiores el clima frío, mientras que en el valle es cálido y seco con temperaturas generalmente altos durante todo el año. (Departamento de geología CMPSA, 2014).

1.2 Entorno Geológico.

1.2.1. Geología regional.

Las características geológicas desarrolladas en la región están ligadas a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera de los andes en su segmento oriental del sector Norte del Perú. Cía. Minera Poderosa tiene

78,674 Ha de derechos mineros que cubren aproximadamente el 51 % del batolito de Pataz (ver figura 2 y figura 3). Las formaciones rocosas aflorantes en la región están ligadas a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera oriental del sector norte del Perú, conformado por la superposición de tres Ciclos: El Precámbrico, Hercínico y Andino.

- ✓ **Precámbrico.** Estratigráficamente como basamento antiguo se tiene esquistos y filitas del Complejo Marañón, en la parte superior aflora una serie volcánica del Cambriano.

- ✓ **Hercínico.** Está formado por las secuencias turbiditicas de la formación Contaya a inicios del carbonífero empieza una sedimentación continental conocida como grupo Ambo, luego al final del paleozoico una fase epirogénica genera un depósito de molasas conocido como grupo Mitú de edad Permo-triásico.

- ✓ **Andino.** La sedimentación del ciclo andino comienza con las calizas Pucará del triásico-jurásico. El mesozoico caracterizado por las areniscas Goyllarisquizga del cretáceo inferior, siguiendo hacia arriba las calizas crisnejas del cretáceo medio y las capas rojas Chota del cretáceo superior.

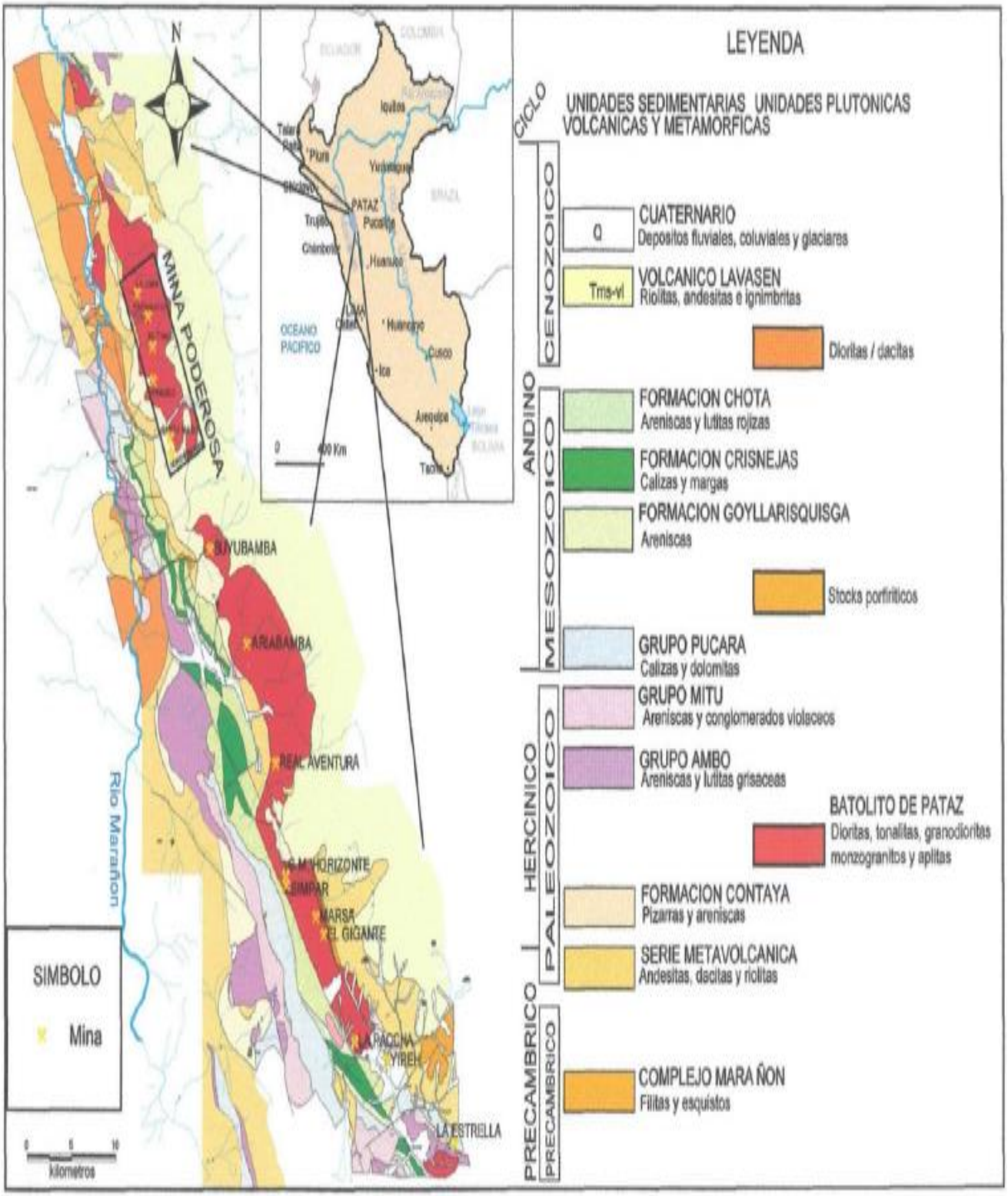


Figura 2: Geología Regional Batolito de Pataz.

Fuente: Departamento de Geología CMPSA.

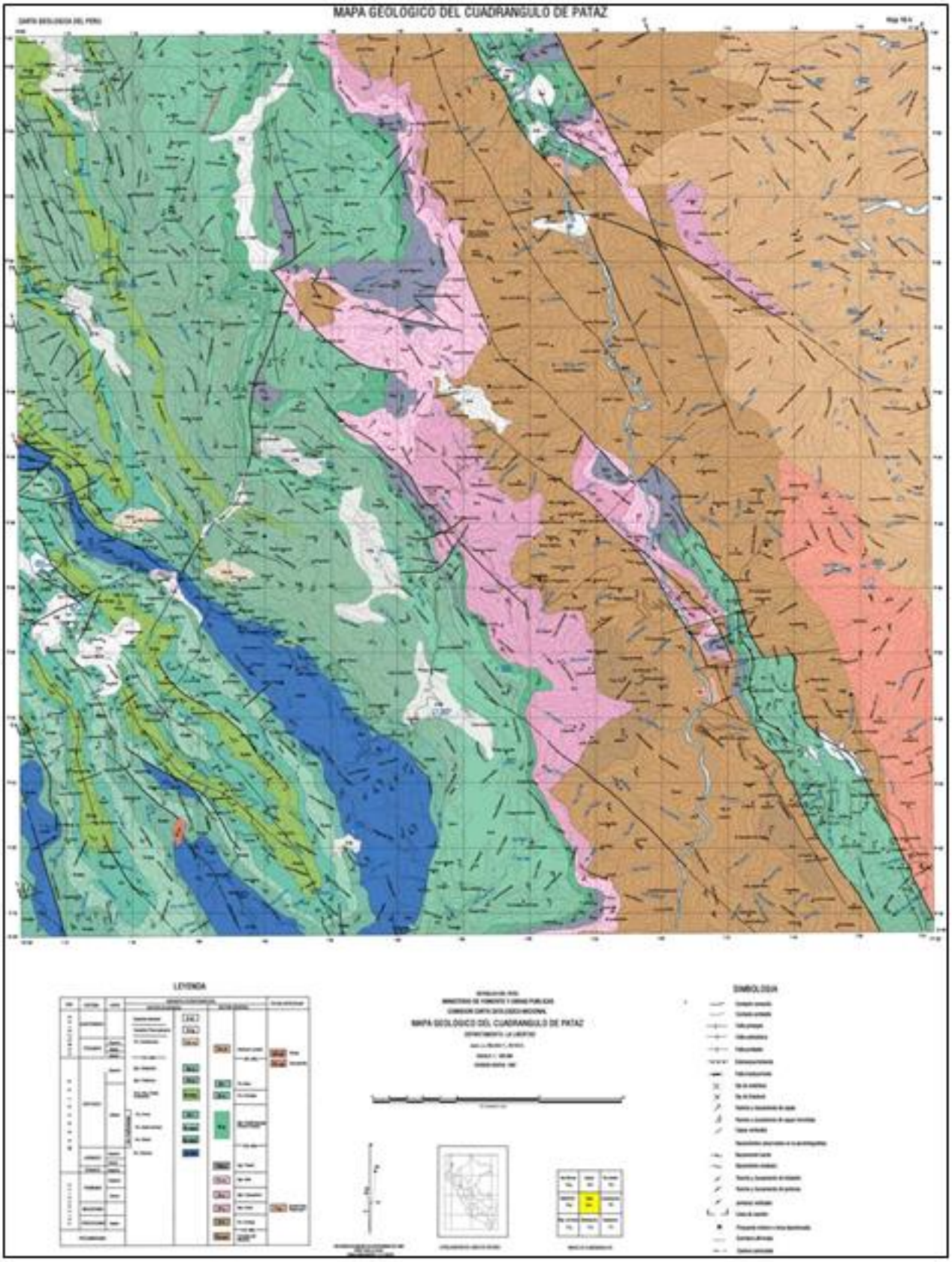


Figura 3: Geología Regional Batolito de Pataz.

Fuente: INGEMMET.

1.2.2. Geología local.

La litología de la mina se constituye de: granodioritas, monzogranitos, diques apliticos y pegmatiticos que corresponden a la serie ácida, mientras que: tonalitas, dioritas, microdioritas, pertenecen a una serie intermedia con expresiones tardías de diques lamprófiros y de diabasa.

La secuencia ácida a la que se agrega el granito son las mayores componentes de la secuencia intrusiva de la región y de todo el Batolito de Pataz, entre éstas las granodioritas de mayor volumen en ocasiones se encuentran en gradación de tonalitas a granitos y monzogranitos.

Los conjuntos de las rocas ácidas contienen enclaves de diferentes dimensiones desde centímetros a metros de dioritas, microdioritas, metavolcánicas de la serie pre-intrusivas.

Estratigrafía

Estratigráficamente afloran las siguientes rocas, desde las más antiguas a las más jóvenes (ver figura 4): el complejo del Marañón del Precámbrico, Cámbrico al Ordovícico. El batolito de Pataz del Carbonífero y los volcánicos Lavasén del terciario medio.

El complejo Marañón, en su miembro inferior está constituido por filitas-esquistos, en su miembro superior por metavolcánicos y pizarras. El batolito de patas aflora al Este del complejo marañón, tiene 100 km de largo (N-S), un ancho de 5 km, con el siguiente zonamíento petrográfico: tonalita, granodiorita, adamelita, granito, xenolitos de microdiorita, diques aplíticos, diques pegmátiticos, diques andesíticos generalmente pre mineral. Los volcánicos Lavasén son discordantes al batolito de Pataz, se emplazan al

este y en la parte superior de dicho batolito, con una potencia mayor a 1000m, de composición intermedia ácida, con mayor proporción de tufos a lavas, el volcánico Lavasen es equivalente al volcánico Calipuy superior.

El complejo Marañón se halla en forma monoclinal, con plegamiento de menor magnitud tipo Chevrón e isoclinales, su esquistosidad es paralela y discordante a los planos axiales de esos pequeños plegamientos; el rumbo general de sus estratos es NW, con buzamiento al NE, similar a los planos axiales de los pequeños plegamientos.

El esfuerzo de compresión fue perpendicular a los rumbos mencionados de posición NE-SW. En el Precámbrico, las lutitas y los volcánicos sufrieron un metamorfismo regional, en el Ordovícico hubo hundimiento y sedimentación, en el Siluriano-Devoniano se produjo emersión y erosión, en el Carbonífero inferior sedimentación continental mixta del grupo Ambo, en el Permiano superior hubo regresión y erosión formándose el grupo Mitu, en el Triásico hubo hundimiento con deposición de calizas Pucara.

La columna estratigráfica de Pataz, muestra rocas que van desde el Precámbrico hasta el Cuaternario, este último poco desarrollado en la zona. Como parte de la columna estratigráfica tenemos:

Complejo Marañón

Secuencia estratigráfica de más o menos 2,000 m de potencia conformado por filitas y metavolcánicos. Su edad se atribuye al precámbrico.

Rocas intrusivas

Lo constituye el batolito de Pataz, de forma alargada y lenticular de 80 km, con una orientación N 200 – 300W y que alberga a las estructuras mineralizadas de la región.

Cuaternario

Conformado por depósitos aluviales, pie de monte y fluvioglaciares, observando por encima de los 3,500 msnm depósitos morrenicos. (Departamento de Geología CMPSA, 2014, Citado por De la Cruz, 2014).

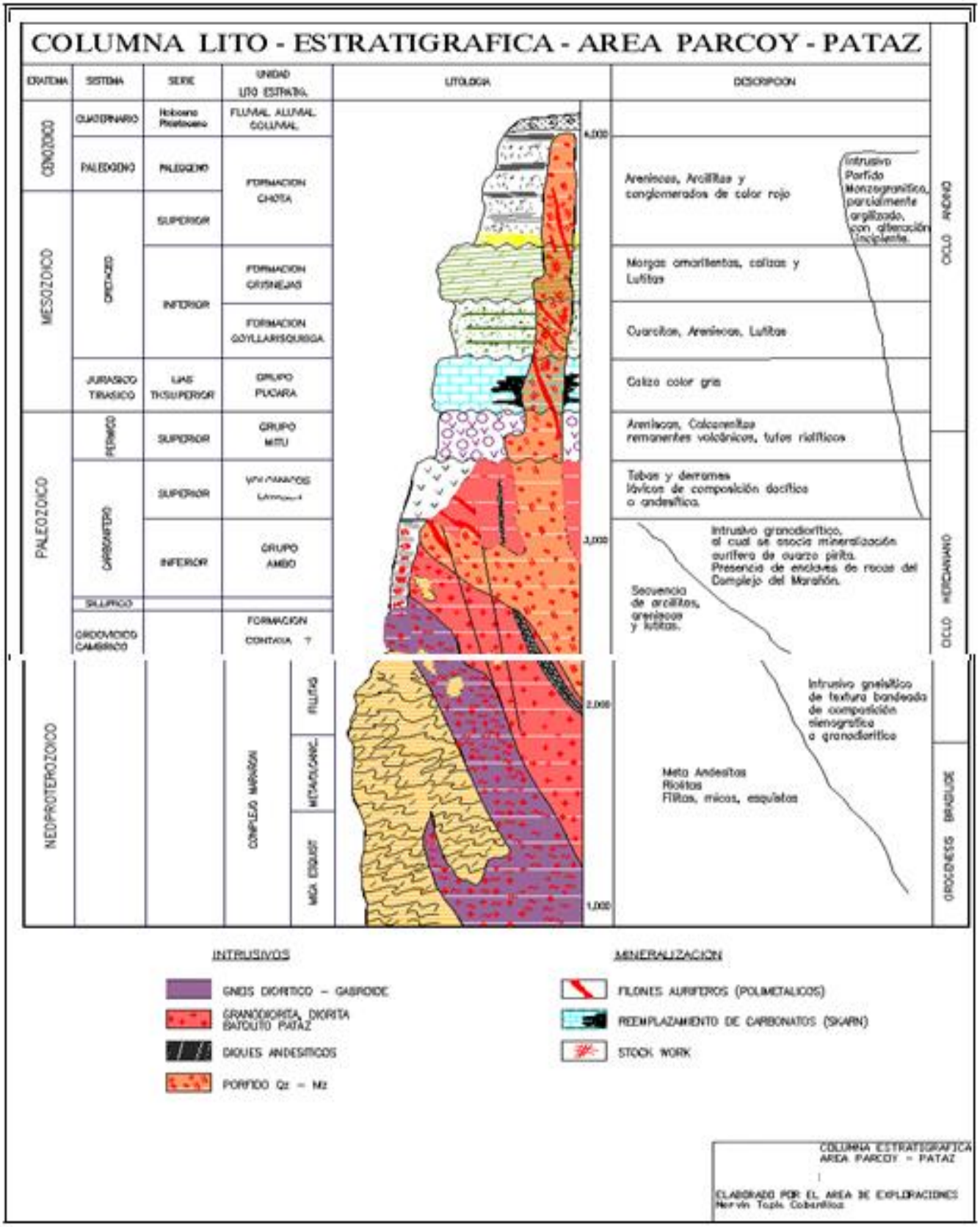


Figura 4: Estratigrafía Batolito de Pataz

Fuente: Departamento de Geología CMPSA, citado por De la Cruz, 2014)

1.2.3. Geología estructural.

La geología estructural de la región está ligada a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera Nor-oriental; afectada por los ciclos: del precámbrico, Hercínico y Andino. Hacia el flanco Oeste de la cordillera Oriental se desarrolló una secuencia metasedimentaria controlada por el sistema de fallas Pataz de dirección NW-SE. Esta secuencia paleozoica fue intruída por granodioritas del Batolito de Pataz. Asociado a estas intrusiones y al sistema de fallas Pataz tenemos depósitos orogénicos de oro, siendo la mina Poderosa uno de los más importantes (Belousov, V. 1974).

Del cartografiado superficial de la mina Poderosa, se observa desde estructuras subverticales a de bajo ángulo; de fallas, distritales a regionales con pequeñas variaciones locales en rumbo y buzamiento. Las estructuras (fallas y fracturas) subverticales, son descritas para la zona Norte y Sur. En la zona Norte (Jimena), se reconocen hasta 3 familias, todas secantes y espacialmente relacionados a la presencia de clavos mineralizados.

- ✓ La primera serie se expresa como fallas de dirección cercana al N110° (que corresponden a la familia 1 de las fracturas), son extensas llegando a los órdenes kilométricos; además, parecen controlar sistemáticamente el hundimiento en bloques del batolito hacia el Norte,
- ✓ La segunda serie de fallas con dirección próximas a N90°, son menos dominantes en el cartografiado superficial, sus extensiones

longitudinales se encuentran limitadas y cortadas por la primera serie de fallas; el último movimiento registrado es de naturaleza sinextral.

- ✓ La tercera familia de fallas, son de dirección en promedio próximas a N 45° buzando entre 70° y 90° al NW, estas últimas, se manifiestan como estructuras conjugadas de la primera familia. Gran parte de los ejes de los "clavos mineralizados" son coincidentes con esta dirección que poseen un movimiento tardío gravitacional.

- ✓ En la zona Sur (Consuelo), dos grandes estructuras secantes con buzamiento promedio de 70º al Norte y con movimientos tardíos sinextrales son observadas:

  - Las de dirección N315°.
  - De dirección N278°.

El análisis de las estructuras muestra que el juego de fallas corresponde a las mismas familias, tanto en Consuelo como en Jimena, con una ligera rotación de 20° en buzamiento y dirección, a diferencia de la zona de Jimena, la ausencia de la tercera familia en Consuelo, puede deberse a que estas estructuras no fueron cartografiadas debido a que no muestran movimientos tardíos aparentes. Para las fracturas con buzamiento bajo a moderado, en el distrito se reconocen 2 familias ambas con direcciones cercanas al N-S: una con buzamiento al Este predominante de 45º que ocasionalmente puede llegar a los 75°, que llegan a tener longitudes kilométricas son reconocidos en las zonas de Jimena y Consuelo, así como en toda la región.

- ✓ Una segunda familia con buzamiento 20° con tendencia al NE (variable de acuerdo a la geometría de la estructura), son reconocidas en la zona Norte, Jimena (Miranda, 1983). Con longitudes que llegan a las centenas de metros que tranquilamente pueden llegar a ser kilométricas.

Las fallas secantes subverticales que a continuación se describen, son tomadas del cartografiado geológico de la mina, así como el reconocimiento de campo en el marco del desarrollo de este estudio, aquí, se hace una reinterpretación del comportamiento y continuidad de las mismas. Para la zona Norte se describen a las fallas: María, Qorihuarmi.

La Brava, San Lucas y San Marcos; en tanto que para la zona Sur se describen a las fallas: Perejil, San Juan, San Luís y San Teófilo.

Falla María. - Esta falla está formada por dos estructuras, su paralela que entre los niveles 1934 y 1667 de la veta Mercedes, y con sus complementos toman una geometría lenticular de bloques con 150 metros de ancho al interior del cual se encuentra mejor desarrollado el clavo mineralizado, así mismo, la proyección de esta falla hacia el Sur está espacialmente asociado a la formación del Ore Shoot de la veta Karola

Las estructuras secundarias que forman la geometría lenticular, forman parte de las estructuras tensionales a los fallamientos principales.

Falla Qori-Huarmi. - Esta falla es reconocida en superficie por más de 2 km, su ancho varía desde una simple fractura centimétrica (Rampa Lola 3) a una zona compleja de intenso fracturamiento que supera los 10 metros

(socavón Qori-huarmi), de orientación general N111°, buzamiento subvertical, en estas zonas de complejidad se observa superposición de movimientos evidenciadas por las numerosas estrías de direcciones verticales a subhorizontales, dique aplítico seccionado, panizo: gris oscuro, gris verdoso a gris blanquecino, la alteración predominante es la cloritización, su último movimiento se define como sinextral y de rotación.

En algunos tramos se puede observar venillas irregulares de cuarzo lechoso y cuarzo gris. (Miranda, 1983) reporta estas venillas en el nivel Qori-huarmi, donde la falla llega hasta una potencia de 10 metros con cajas cloritizadas a silicificadas; lo mismo que se observan brechas de roca cloritizada, piritizada y sericitizada, además de diques seccionados de composición variada (dique aplítico en el nivel 1987, diques de lamprófiro en los niveles 2080 y próximos a la veta Santa Rosa (Papagayo). En segmentos cerrados de la falla, la alteración es escasa a nula (como el presentado en la rampa Lola 3). Sólo en observación microscópica es posible distinguir las características de estructuras frágiles y dúctiles transicional como: king bands, microvenillas rellenas de cuarzo recristalizado y flexuras en las plagioclasas. En los segmentos amplios (abiertos) el relleno de falla llega hasta grados de milonitas, micro estructuralmente se ha definido hasta por lo menos cuatro eventos de deformación; una primera asociada a silicificación; la segunda se asocia a una secuencia de cloritas; la tercera etapa se asocia a la formación de sericitas; mientras que la cuarta secuencia está asociada a la formación de clorita azul, carbonatos y epidota, estas dos últimas pueden corresponder a una quinta etapa que podrían ser más.

Los clavos mineralizados asociados a esta falla se reportan en la veta Mercedes y laboreo de trabajos artesanales en la veta Santa Rosa reconoce mineralización importante en contacto con esta falla.

Falla La Brava.- Esta falla corresponde a un sistema de fracturas paralelas a la falla Qorihuarmi y a 190 metros al NE de la misma, este corredor de fallas constituyen fallamientos de bloques rotacionales de un ancho de 150 metros, los planos de falla con superficies generalmente rectas; muchas de ellas de anchos milimétricos por lo general sin relleno, sólo algunos pocos tramos que al parecer sufren gran desplazamiento vertical, muestran panizo gris oscuro a gris verdoso con rastros de hematita en una potencia de 0.50 metros; además, segmentos de diques apliticos se encuentran al interior de la falla como en la mayoría de estas fallas.

Al parecer, de la misma manera, se ha presentado para la falla María, esta estructura parece formar un bloque lenticular con la falla Qori-huarmi, y en áreas de inflexión principal se desarrolla el Ore Shoot (Sur) de la veta Mercedes, también, la prolongación Norte de la falla a partir de la inflexión máxima, muestra asociación importante con la mineralización en las vetas Jimena y La Lima 2.

Falla San Lucas. - Se muestra como una zona constituida por un sistema de fracturas casi paralelas con orientaciones entre N49° y N50° con buzamientos de 63°SE a 79°SE es reconocida en el nivel 1937 de la veta Jimena. Estas estructuras presentan alteraciones milimétricas a centimétricas de sílice y cloritas; el corredor de fallas con un ancho de 17 metros, muestra una fuerte carbonatación de las plagioclasas; la sericita es subordinada al sistema de fracturamiento del área, la extensión longitudinal no está muy

bien reconocida y el último movimiento es interpretado como sinextral a partir de evidencias de perforaciones diamantinas las que indican un ligero desplazamiento de la veta Jimena. Espacialmente, parece limitar el extremo Norte del "clavo Sur" de la veta Jimena, en observación microestructural se distingue a plagioclasas onduladas y cuarzo fracturado que al igual para la falla Qorihuarmi indica una zona de fracturamiento de ambiente transicional. Cercanas a esta estructura, en el nivel 1887 (veta Jimena) se encuentran estructuras similares con fracturamiento secundario en forma de "flor" todas sericitizadas las que se truncan en la veta Jimena.

Falla san marcos. - El relleno de la falla San Marcos, está constituido de granito fracturado, localmente presenta fragmentos de hornblenditas intensamente cloritizado con pirita gruesa diseminada, además de venillas de cuarzo. La alteración a sericita es fuerte, pero está subordinada y restringida a las fracturas, mientras que la cloritización es más amplia. La orientación de la estructura es de N075° buzando 79°SE. Las fracturas asociadas o conjugadas a esta zona, muestran alteraciones hasta mariposita (propia de las hornblenditas y lamprófiros). En los niveles conocidos esta estructura parece tener gran extensión y permeabilidad para el paso de los fluidos, desde sobre el nivel 2190 hasta próxima al nivel 2600 y entre los niveles 1987 y 2017 de la veta la Lima están asociados a "Ore Shoots", del mismo modo, en niveles inferiores juega el mismo papel sobre el Ore Shoot de la veta Jimena, entre los niveles 1886 y 1907, la cual se extiende hasta el nivel 2027.

Falla Perejil. - La falla Perejil tiene una orientación promedio N305° y buzamiento de 74°NE, en gran parte el relleno de falla se compone de

diorita fracturada y panizo gris verdoso; en la zona de contacto con las cajas se observa cloritización con diseminación de pirita; la zona de falla en el nivel 2450 es aproximadamente 20 metros constituida por una familia de fracturas subparelelas con halos de sericita-clorita. La estructura principal está rellena de panizo cloritizado que, además, presenta venillas de cuarzo, carbonatos (calcita). En el nivel 2700, además de los elementos ya descritos al interior de la falla se emplaza un dique andesítico alterado y fracturado por eventos tardíos. Es necesario destacar que en el nivel 2450 (Consuelo), de esta falla nace una estructura secundaria (al flanco Sur, donde se encuentra el Ore Shoot N1) con actitud N304/50°, una potencia de 0.15 metros, rellena de cuarzo lechoso, sulfuro diseminado (pirita gruesa) y alteración sericítica a los contactos. La exposición superficial de la falla es reconocida por más de 2.5 kilómetros y al nivel inferior que se le intercepta es al 2400, en el área de la veta Consuelo, el clavo C1N de la veta Consuelo nace en la intersección de las fallas San Teófilo y San Luís con la falla Perejil, entre los niveles 2400 y 2530.

Falla San Juan. - Esta falla pertenece a la misma familia de la falla Perejil de rumbo promedio N305° con 67°NE de buzamiento, se encuentra asociada a un sistema de fallas paralelas. El movimiento tardío indica que es una falla de gravitación ligeramente rotacional que se aprecia en los niveles 2650 y 2600, donde el desplazamiento lateral es de unos 36 metros mientras que en el nivel 2450 el desplazamiento es de 80 metros. En niveles superiores de interior-mina la falla se expresa como un sistema de fallamientos “ramaleados”; mientras que en los inferiores tienden a formar una sola estructura, donde el relleno principal que llega a los grados de

milonita se encuentran cloritizados sobre las alteraciones sericíticas y carbonatos, cortada por venillas tardías de carbonatos principalmente, además, en ellas se encuentran fragmentos recristalizados de rocas oscuras posiblemente de origen volcánico. Hacia los contactos de la roca encajante, las que también se encuentran cloritizados, se conservan las evidencias de cataclásis con inyecciones posteriores de sílice y carbonatos.

Falla San Luís. - Esta falla es una estructura conjugada de la falla Perejil, el relleno consiste de diorita triturada cloritizada, panizo verdoso con rellenos de venas de cuarzo, calcita y clorita. Por tramos se observa epidota, pirita gruesa diseminada dentro y en las cajas. La roca de relleno llega al grado de milonitas al interior de las fallas y hacia las cajas domina las cataclastitas, la actitud de la falla es de N65°. Al parecer su extensión en profundidad está limitada por la falla Perejil. Observaciones microscópicas próximas a la zona de "clavo" manifiestan una etapa de cloritización, la que es atacada por una alteración sericítica cortadas por microvenillas de sílice y carbonatos para finalizar en unas fracturas rellenas clorita azul en forma discontinua. La deformación en los minerales muestra: Cuarzo fracturado ha "flexionado" cloritas y otros ferromagnesianos "lenticulares a ondulados" propias de ambientes transicionales frágil y dúctil. En el nivel 2700, numerosas estructuras secundarias que se originan en esta falla están rellenas de cuarzo desde anchos milimétrico a centimétricos con alteración sericítica - clorítica importante.

Falla San Teófilo. - Es una estructura conjugada de la falla Perejil. Se presenta como un sistema de fallas en rotación, siendo el desplazamiento mayor a cotas inferiores dentro de un pequeño sistema de fallas, hacia cotas

superiores se presenta como un penacho de fallas, en el nivel 2700 se puede apreciar un dique aplítico seccionado al interior de la falla, las características de su orientación es N272°, las cajas son ligeramente sericitizadas; sin embargo, el relleno es cloritizado que, además se compone de gouge blanquecino a gris verdoso con venillas de calcita, fracturas paralelas rellenas de cuarzo centimétrico. El estereograma de la red de Schmidt y el diagrama de rosas para estas fallas, muestran una orientación dominante al W-E (110-125) y otras, orientadas al NE-SW que caen y corresponden bien al rango de las familias 1 y 2, las cuales son reconocidas para las fracturas.

Relación con los Diques. - El conjunto de diques se inyectan al interior de las fracturas y fallas de las familias arriba descritas.

Pequeños diques milimétricos a métricos de composición básica se desarrollan de preferencia, en estructuras subverticales como el observado en los niveles 1937 y 2450, de la mina Papagayo y Consuelo respectivamente; pero también, ocurre en las estructuras paralelas a las vetas hasta de tallas métricas como el reconocido al piso de la veta Consuelo entre los niveles 2650 y 2700 (Haeberlin et al. 2004) (potencia de 14metros), estos diques son menos abundantes y de menores tallas en el área de Jimena (ver figura 5).

Los diques ácidos (aplítas) ocurren en todas las direcciones de acuerdo a la actitud de las estructuras en la que se encuentran, en la zona de Papagayo son más abundantes. En muchos casos, constituyen la caja piso de las estructuras mineralizadas (Chávez, 1990; Haeberlin et al. 2004; Miranda, 1983). y/o pueden ser secantes a ellas, son de tallas centimétricas a métricas.

Diques tardíos de andesita son controlados por reaperturas de las estructuras de preferencia con orientaciones cercanas al E-W con buzamientos subverticales (familia 1) aunque ocasionalmente se inyectan en estructuras NS y de bajo ángulo.

Todas estas estructuras son afectadas por reactivación de las fallas que en muchos casos las seccionan, además, estas estructuras son cortadas por los planos de veta y por las fracturas a las que estas pertenecen, excepcionalmente las andesitas afectan las vetas, sin embargo, estas mismas son afectadas por movimientos de reactivación que son propias de la evolución de la cordillera de los Andes y son tardíos a la mineralización. (Quispe, 2017).

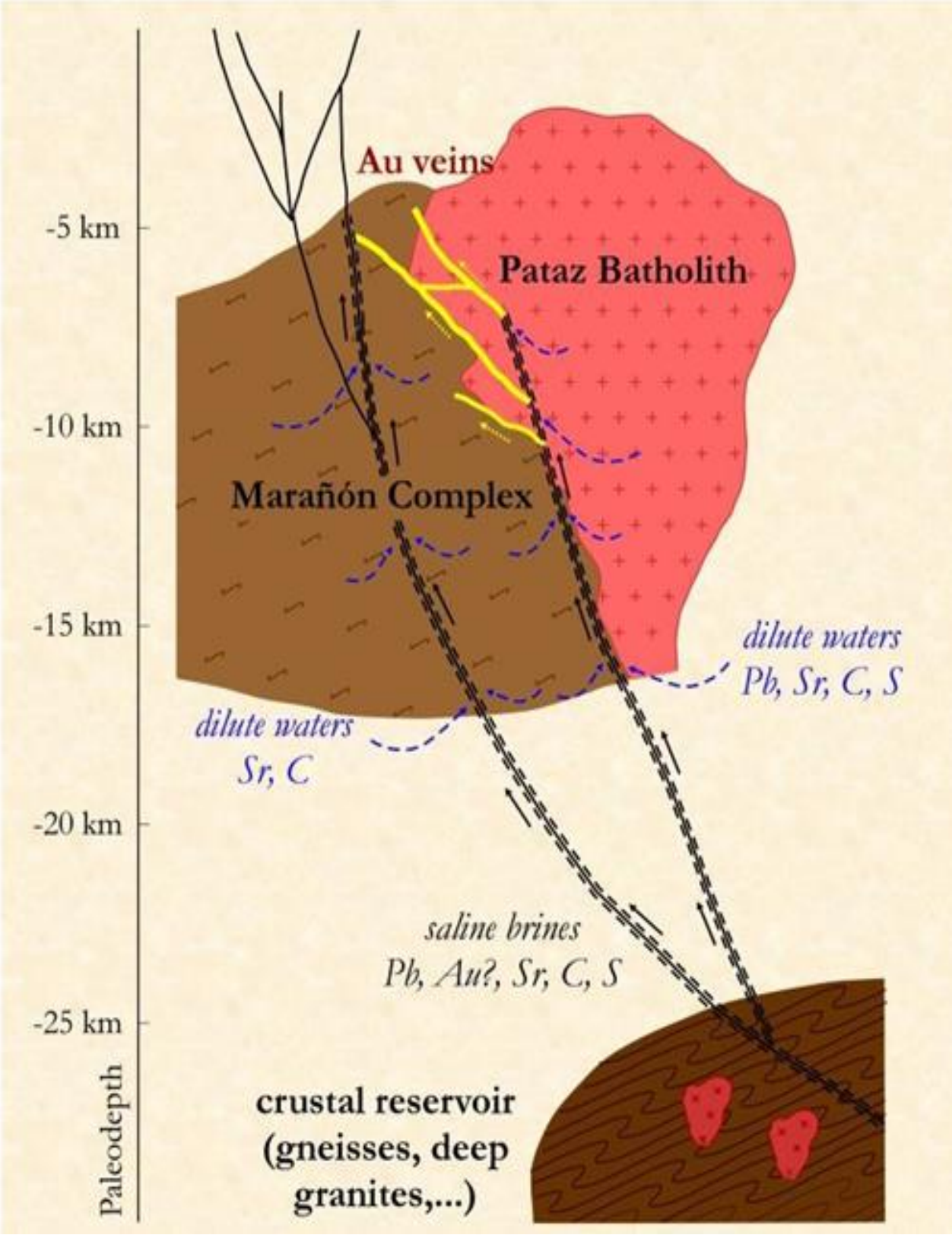


Figura 5: Modelo genético para las estructuras de poderosa.

Fuente: (haeberlin 2004), Citado por Quispe, 2017.

1.2.4. Geología económica.

a. **Formación del Yacimiento. -** La forma del yacimiento es de clase hidrotermal, ya que son formadas por las soluciones acuosas, calientes de diversos constituyentes químicos de origen magmático y por haberse formado a menos de 473ºC.

   La forma típica de las vetas en la zona es filoneana entre ellas están difundidas los filones que se observan entre lazados, bolsonadas, ramales y raramente los depósitos estratificados.

   Poderosa, se halla en la provincia Metalogenético de Lima - Huaylillas en la cordillera oriental. Son vetas hidrotermales de posible alcance mesotermal (200 - 300 °C), es probable que en el Precámbrico y Paleozoico haya mineralización singenética (cuarzo con oro concordante a los estratos del complejo del Marañón), parte de lo cual habría sido absorbido por el batolito adicionando el flujo de mineralización (ver figura 6).

b. **Descripción de la veta Karola. -** La veta Karola conforma un sistema de veta de cuarzo aurífero como veta ramaleada y bandeada de tipo rosario, hospedada en roca diorita, la mineralización sigue un alineamiento principal NNW, entre los principales tipos de alteración se presenta fílica y propilítica de leve a fuerte.

c. **Mineralogía. -** Mineralógicamente se tiene cuarzo lechoso, cuarzo gris, pirita, arsenopirita, galena, en menor proporción esfalerita, chalcopirita, pirrotita, tetraedrita. El oro libre en el cuarzo lechoso, como eléctrum con la plata, en la pirita y arsenopirita y en menor proporción con los otros

minerales. En la zona lixiviada (afloramiento) la ley de oro decrece, en la zona oxidada la ley aumenta.

Se observa seritización mesotermal, caolinización, propilitización (epitermal superior) como alteración hipógena que varía de centímetros a 3m. La textura de las vetas en masiva, bandeada y con rellenos de varios periodos de reactivación, que indican una gran presión en profundidad durante la mineralización. Su secuencia paragenética es como se indica: cuarzo inicial continuando su deposición durante la metalización del oro, seritización, caolinización, propilitización, pirita, arsenopirita, oro eléctrum, pirrotita, chalcopirita, esfalerita, galena, minerales oxidados.

Las vetas tienen un rumbo N-S y tiene longitudes de más de 1,000 m, cuyo ancho varía de 0,5 a 1,0 m. respectivamente.

d. Alteración Hidrotermal:

- ✓ ***Sericítica.*** **-** En este tipo de alteración el cuarzo es el único mineral primario no alterado, el resto de minerales fue reemplazado por sericita, cloritas, pirita; a veces la clorita, como producto de alteración temprana, es reemplazada en una fase posterior por mica blanca (muscovita). En general la roca alterada presenta un color crema.
- ✓ ***Mariposita.*** **-** Este tipo de alteración está ligada exclusivamente a la hornblendita - microdiorita, no desarrolla la típica "textura leopardo" reconocida en Consuelo; más bien se observan restos de ferro-magnesianos de color verde oscuro <3mm (fushita con remanentes de CHL; a ± 20 cm. de la veta) englobadas en una

matriz de alteración con sericita y/o fushita de color crema amarillenta a verdosa

- ✓ ***Propilitica.*** **-** Este tipo de alteración es temprana y está afectando a los ferro-magnesianos de los diferentes tipos de rocas. Esta ampliamente distribuida(regional) y como halos externos y adyacentes a la alteración sericítica y mariposita. También se le observa asociado a las fallas.

Tabla 1: Reserva de mineral a Diciembre de 2018

	MINERAL (TM)	LEY (g/TM)
RESERVA PROBADA	583891.84	9.98
RESERVA PROBADA	679888.72	10.25
RESERVA PROBABLE	1263780.56	11

Fuente: Departamento de geología de CMPSA.

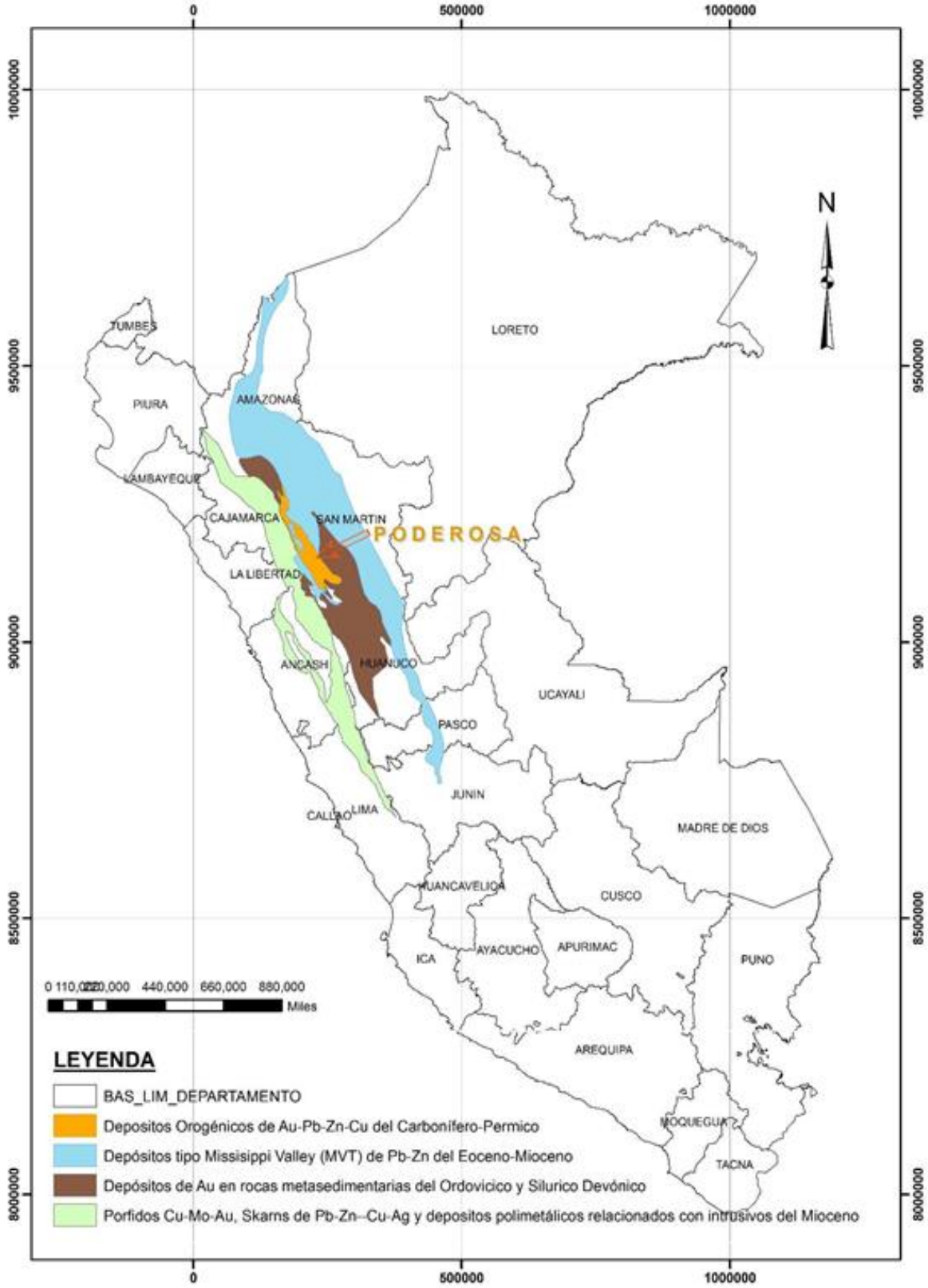


Figura 6: Franja Metalogenético de mina Poderosa.

Fuente: (INGEMMET. 2016). Citado por Quispe, 2017.

CAPITULO II: FUNDAMENTACIÓN

2. Marco Teórico.

2.1. Antecedentes de la investigación.

En la tesis **"Reducción de los Costos Operativos en Mina, mediante la optimización de los Estándares de las operaciones Unitarias de Perforación y voladura"** por Oscar Alberto Jáuregui Aquino – Pontificia Universidad Católica del Perú – Facultad de Ciencias e Ingeniería.

Esta tesis tiene como objetivo exponer la factibilidad de la reducción de los costos operativos en una empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura, asegurando de esta manera el éxito de todo el ciclo de minado. Éxito que se logra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en lo concerniente a la aplicación de estándares

óptimos de trabajo en la operación. La implementación y aplicación continua de estos estándares de trabajo aseguran una operación económicamente rentable, permiten tener un orden y estandarización de las operaciones e intensifica la seguridad en los trabajos, sumándose a ello un cambio y compromiso del personal por mejorar el desempeño de su trabajo.

El desarrollo de este trabajo expone inicialmente la situación de una mina ejemplo donde no existe un adecuado sistema de productividad, control y reducción de costos operativos de mina y de optimización de las operaciones de minado en función a estándares y objetivos de trabajo, obteniéndose un primer diagnóstico de la situación mediante la supervisión y control en campo de las operaciones y la revisión de los presupuestos existentes de las operaciones y proyectos.

La segunda etapa consiste en la propuesta de estándares y objetivos de trabajo en función a estudios y pruebas ingenieriles relacionados al método de explotación de minado, la perforación y voladura idónea, el análisis de costos, la mecánica de rocas y la seguridad laboral, considerando a todas las etapas del trabajo en mina como procesos que integran un solo sistema en el cual las operaciones de perforación y voladura son el núcleo básico del sistema.

Finalmente se exponen los beneficios que se obtienen con la implementación y el control continuo de los estándares adecuados de trabajo, beneficios reflejados en una reducción de los costos directos operativos y en general de todos los costos de las diversas áreas que integran una mina, acotándose como una de las recomendaciones de vital importancia que representa la capacitación continua al personal en las

técnicas de perforación y voladura y sobretodo el rol que juegan estas como el núcleo de todo el sistema, del mismo modo la importancia de la motivación y retroalimentación al personal que ejecutan este núcleo sobre los avances que se obtienen y lo importante de su desempeño.

En la tesis **"Incremento de la productividad del método de corte y relleno ascendente semi – mecanizado en Consorcio Minero Horizonte S. A."** por Alex Percy Buendia Sulca

En esta tesis se menciona que mejorar la productividad es clave para mejorar el nivel de la vida de la sociedad, ya que repercute en mayor potencial de incrementar los sueldos y más rentabilidad para el capital invertido, incentivando la inversión, el crecimiento de empleo y el crecimiento de la economía.

Conscientes de la rentabilidad y la buena coyuntura se toma la decisión de realizar la evaluación de alternativas con 3 variantes del CRA para el minado del TJ732S – Veta Encanto NV. 2430 al NV. 2500 en la mina Encanto.

La única forma de incrementar la producción es darle mayor dinamismo a la explotación, con el empleo adecuado de los avances tecnológicos y con recurso humano altamente capacitado, lo cual dará como resultado el incremento de la productividad.

Es preciso señalar que toda organización busca el mejoramiento continuo de sus operaciones con el fin de optimizar sus procesos y lograr la reducción de costos para garantizar la viabilidad del negocio minero y por consiguiente el éxito de la empresa.

Uno de los aspectos más importantes de la operación es la que se refiere a la productividad, pues este parámetro determina cuan competitiva es una organización. La planificación en términos de productividad juega un papel preponderante en la empresa y sumado a ello el control de las operaciones mineras para el logro de las metas. Es importante hacer un análisis y evaluación constante de los procesos por ser dinámicos y cambiantes con la finalidad del mejoramiento continuo.

2.2. Fundamentación teórica.

2.2.1. Generalidades.

El modelo conceptual empleado en la siguiente investigación se conforma de tres parámetros que son investigaciones y/o antecedentes relacionadas al estudio, bases teóricas y la definición de términos básicos.

Descripción del Método de explotación de corte y relleno ascendente

- ✓ **Preparación. -** El inicio de explotación de este método, es a partir de una galería principal de acceso, que se utiliza también como transporte ubicada a lo largo de la base de la mineralización. En esta galería se ubican 2 chimeneas espaciadas a 33 m. comunicando a una galería superior, dichas chimeneas tienen una sección de 2.40m x 1.50m las cuales se utilizan como acceso y echadero del mineral (chimeneas de doble compartimiento), para completar el block de explotación se construye un subnivel base de una

sección 1.2m x 1.8m, dejando un puente de 5 m. con respecto a la galería inferior, al frente del subnivel base se realizara una camara de 2.0 m. x 2.0 m. de sección, que servirá para ubicar el winche de rastrillaje y limpiar el mineral.

- ✓ **Explotación. -** El minado del tajeo preparado se realizar en Breasting o tajadas horizontales, empezando desde una de las chimeneas avanzando hacia la otra chimenea, perforando con barrenos de 6 pies y sosteniendo con cuadros cojos de madera espaciados a 1.5m x 1.5m de eje a eje, para ello se utilizará maderas de 8´´ para los postes y el sombrero y maderas de 5´´ a 6´´ para el tirante y el encribado, no dejando área sin sostener.

  Para empezar la primera franja de explotación se colocan cuadros de madera a medida que se realiza el avance respectivo, el subnivel base servirá como canal de limpieza, la primera franja de explotación comunicará las 2 chimeneas sin dejar ningún pilar.

  Se continúa explotando el tajo hasta tener 3 cortes más desde el subnivel base, al terminar los cortes se procede a preparar las franjas explotadas para su relleno detrítico, colocando puntales con Jack pot espaciado a 1.5m x 1.5m y enrejando en las comunicaciones con las chimeneas, para el relleno respectivo se realizara con la ayuda de una ranfla desde una de las chimeneas, la cual se utilizara para conducir

el material detrítico, procediendo a nivelar, tratando de topear la carga a lo largo del área del tajo ya explotado.

El último corte del área tajeada no se rellenará debido a que este último servirá ya como un nuevo subnivel base, para ello se nivelará el relleno y entablar el piso para evitar la contaminación del mineral. La secuencia para la explotación se repetirá hacia el nivel superior, hasta dejar un puente de 5m con la galería superior (ver figura 7).

Cada tajo se evaluará periódicamente por las áreas de geomecánica, seguridad y mina, con la finalidad de resolver situaciones que se pudieran dar. El acarreo del mineral se realizará utilizando locomotoras a batería con carros de 2.5 toneladas.

2.2.2. Método de explotación subterránea.

Los métodos de explotación se definen como una forma geométrica usada para explotar un yacimiento determinado. Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo.

La explotación de una mina se define como el conjunto de operaciones que permiten el arranque, carguío y extracción de mineral, que para una operación normal es fundamental que todos los servicios anexos como:

- ✓ Ventilación.
- ✓ Fortificación.

- ✓ Drenaje.
- ✓ Suministro de Energía, Aire, Agua.
- ✓ Funcionen en óptimo estado.

El objetivo de la explotación de un yacimiento es la extracción de menas y sustancias minerales sistemáticamente, de manera que la comercialización de la sustancia mineral proporcione la utilidad esperada.

La explotación de una mina se compone de tres operaciones mineras básicas:

- ✓ Accesos y desarrollos de aperturas mineras.
- ✓ Preparación o infraestructura de la mina.
- ✓ Arranque o explotación de la mina.

Factores que influyen en la elección del método de explotación. - En la elección del método de explotación, intervienen fundamentalmente los siguientes factores:

- ✓ Características Geográficas.
- ✓ Características Geológicas y Físicas del yacimiento.
- ✓ Condiciones Económicas.

Características Geográficas. - Los aspectos más importantes dentro de este factor son:

- ✓ Profundidad.
- ✓ Cercanía a un lugar poblado.

- ✓ Clima.

Características Geológicas y Físicas del Yacimiento. - Las propiedades más importantes que deben conocerse en un yacimiento para elegir el sistema de explotación adecuado son las siguientes:

- ✓ La forma del yacimiento o cuerpo mineralizado.
- ✓ Potencia si se trata de una veta o manto.
- ✓ Manteo si se trata de una veta o manto.
- ✓ Diseminación de las leyes si se trata de un yacimiento masivo.
- ✓ Profundidad respecto de la superficie
- ✓ Dimensiones del yacimiento, su cubicación.
- ✓ Naturaleza mineralógica de los componentes de la mena.
- ✓ Sus leyes o repartición de la mineralización en el interior del cuerpo mineralizado.
- ✓ Características mecánicas (resistencia a la tracción y la compresión) de la roca que constituye el cuerpo mineralizado y de la roca encajadora.

Condiciones Económicas. - La explotación de un yacimiento debe realizarse al menor costo posible. Debido a que tanto el costo de acceso, desarrollos y preparación propios del método de explotación son elevados. Intervienen además en las condiciones económicas el sistema de extracción, el tratamiento o procesamiento del mineral, inversiones en equipos, materiales y otros.

Tipos de yacimiento

- ✓ Masivos: Cobre Porfídico.

  (Teniente, Salvador).

- ✓ Manto: Paralelos a la estratificación, Potencia limitada

  (Tabulares)

- ✓ Veta: Claramente delimitado por roca no mineralizada

  (Gran inclinación)

- ✓ Lente o Bolsón: Yacimiento aislado

  Placeres: Oro, Plata

Elección del método de explotación

Factores de Selección:

- ✓ Profundidad, forma y tamaño del cuerpo.
- ✓ Ubicación (Recursos).
- ✓ Calidad Geomecanica de la roca mineralizada y roca de caja.
- ✓ Distribución y Leyes.
- ✓ Económico.
- ✓ Reglamentación (Medio Ambiente).

Criterios de Selección:

- ✓ Rendimiento y Productividad.
- ✓ Seguridad al Personal, Equipos e Infraestructura.
- ✓ Recuperación.

$$N\ (\%) = \frac{\text{Reservas Extraídas}}{\text{Reservas In situ.}}$$

- ✓ Selectividad
- ✓ Dilución
- ✓ Simplicidad
- ✓ Costos:

  a.- Inversión.

  b.- Operación.

Clasificación de los métodos de explotación

Según las condiciones de abandono de los caserones:

- ✓ Cielo Abierto.
- ✓ Subterráneo.

Subterráneo

a.- Caserones Rellenos.

b.- Caserones Vacíos.

c.- Por Hundimiento.

a.- Caserones Rellenos

b.1.- Shrinkage.

b.2.- Cut and Fill.

b.- Caserones Vacíos

a.1.- Room and Pillar.

a.2.- Sub Level Stoping.

c.- Por Hundimiento

c.1.- Sub Level Caving.

c.2.- Block Caving.

Características generales del método de explotación por relleno:

a. **Posibilidades de aplicación:** Este método tiene posibilidades de aplicación bastante amplias, se aconseja especialmente en aquellos yacimientos donde las cajas no son seguras y las características mecánicas de la roca no son satisfactorias. Como se trabaja con una altura máxima equivalente a la altura de dos tajadas (2.5 – 3 mts.) es posible controlar mediante apernado o acuñadora cualquier indicio de derrumbe.

b. **Seguridad:** Este método ofrece bastante seguridad en todo a lo que refiere al obrero contra desprendimiento de roca ya sea del techo o las paredes.

c. **Recuperación:** En general es bastante buena, siempre que se tome la precaución de evitar pérdidas de mineral en el relleno. Cabe agregar, que éste método permite seguir cualquier irregularidad de la mineralización.

d. **Dilución de la ley:** Puede existir una pequeña dilución de la ley en el momento de cargar los últimos restos de mineral arrancado que quede en contacto con el relleno. Esto se puede evitar estableciendo una separación artificial entre el mineral y el relleno, solución que en casos excepcionales (mineral de

gran ley) resulta antieconómico. Entonces se debe aceptar que algo de mineral se mezcle con el relleno.

e. **Rendimientos:** Sus rendimientos se pueden considerar satisfactorios.

En caserones sin mecanización, se alcanza normalmente rendimientos del orden 4 - 8 ton/hombre, según el ancho del caserón. En caserones mecanizados, este rendimiento es duplicado, es decir se alcanza una cifra decente del orden de 14 ton/hombre, sin tomar en cuenta el abastecimiento del relleno. Si se trata de relleno hidráulico, con caserones mecanizados, se obtienen rendimientos netamente superiores.

Ventajas y desventajas del método cut and fill.

Ventajas:

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

Desventajas:

- ✓ Costo de explotación elevado.

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

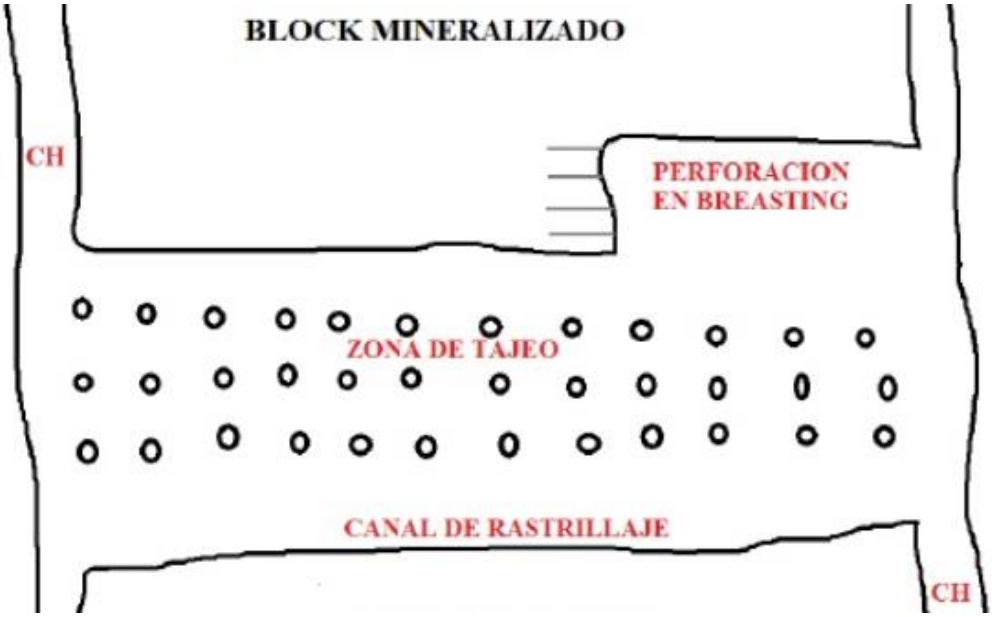


Figura 7: Corte y relleno tradicional de mina Poderosa.

Fuente: R. Oyarzun, Métodos de explotación más comunes en minería subterránea

Tabla 2: Resumen del Método

1. Geometría del Yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	Cualquiera	>3m
Buzamiento	>30°	>60°1
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
2. Aspectos Geotécnico	**Aceptable**	**Optimo**
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
3. Aspectos Económicos	**Aceptable**	**Optimo**
Valor Unitario de la Mena	Media-Alto	Alto
Productividad y ritmo de explotación	Media-Baja	NA

Fuente: R. Oyarzun, Métodos de explotación más comunes en minería subterránea

2.3. Definición de Términos.

- ✓ **Ambiente de Trabajo. -** Es el lugar donde los trabajadores desempeñan las labores encomendadas o asignadas.
- ✓ **Anfo. -** Es un agente de explosivo de bajo precio, cuya composición es 94.3% de Nitrato de Amonio y 5.7% de gas-oíl, que equivalen a 3.7 litros de este último por cada 50Kg de Nitrato de Amonio.
- ✓ **Burden. -** Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.
- ✓ **Corte y Relleno Ascendente. -** consiste en arrancar por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo

y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellana el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes y el techo.

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

- ✓ **Costos Indirectos. -** conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.

- ✓ **Costos Operativos o de Producción Mina. -** Los costos de operación se define como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos.

- ✓ **Control de Pérdidas. -** Es una práctica administrativa que tiene por objeto controlar los daños Físicos (lesiones / enfermedades ocupacionales) o daños a la propiedad (equipo/material y/o ambiente) que resulten de los accidentes relacionados con los peligros de las operaciones.

- ✓ **Desarrollo. -** Localizados los bloques de mineral, se realizan labores mineras para determinar el tonelaje y las leyes del mismo, es decir, clasificar en mena, mineral marginal y sub marginal se construyen los accesos e instalaciones que hagan posible la explotación. En esta actividad se desarrollan las galerías, los cruceros, chimeneas de ventilación, rampas, instalación de rieles para carros mineros e instalación de líneas de energía.
- ✓ **Eficacia. -** Es la evaluación de términos de logros de metas propuestas a través del análisis de la relación entre lo ejecutado y programado del gasto.
- ✓ **Eficiencia. -** Se evalúa la utilización de recursos existentes a través del análisis del rendimiento y productividad de estos y del costo de las acciones ejecutadas.
- ✓ **Empresa Contratista Minera. -** Es toda persona jurídica que, por contrato, ejecuta una obra o presta servicio a los titulares mineros, en las actividades de exploración, desarrollo, explotación y/o beneficio, y que ostenta a calificación como tal emitida por la Dirección General de Minería del Ministerio de Energía y Minas.
- ✓ **Espaciamiento. -** Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.
- ✓ **Exploración. -** Actividad minera tendiente a demostrar las dimensiones, posición, características mineralógicas, reservas y valores de los yacimientos mineros.

- ✓ **Exploración y Extracción. -** En esta etapa se realizan la perforación y voladura del mineral en el interior de la mina, dejando expedito el mineral para su traslado al exterior.
- ✓ **Geomecanica. -** Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende delos siguientes factores: resistencia de la roca, grado de facturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.
- ✓ **Gestión de la Seguridad y Salud. – Ocupacional. -** Es la aplicación de los principios de la administración profesional a la seguridad y la salud ocupacional (D.S N° 024 - 2017 EM).
- ✓ **Grado de Ocurrencia. -** Es la probabilidad de que pueda ocurrir un evento en particular, basándose en las frecuencias históricas.
- ✓ **Labores Permanentes. -** Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá un tránsito constantemente de personas, equipos y la construcción de diversas instalaciones.
- ✓ **Labores Temporales. -** Son labores que requieren un sostenimiento ocasional y menor que en las labores permanentes, pues estas labores serán rellenadas luego de ser explotadas.
- ✓ **Macizo Rocoso. -** Es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades.

- ✓ **Matriz Rocosa. -** Es el material rocoso exento de discontinuidades o bloques de roca intacta.
- ✓ **Método de Explotación. -** Se define como una forma geométrica usada para explotar un yacimiento determinado. Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo que tiene como objetivo la extracción de menas y sustancias de minerales, de manera que la comercialización de la sustancia mineral proporcione la utilidad esperada.
- ✓ **Optimización. -** Es una palabra que en el contexto de la planificación industrial y en particular del planeamiento de mina es una descripción de conjuntos de técnicas que con la ayuda de métodos matemáticos y analíticos que facilitan el planeamiento creando modelos matemáticos y el establecimiento de criterios al desarrollo de algoritmos para encontrar un conjunto de valores que nos otorguen un máximo valor bajo un criterio elegido.
- ✓ **Minimización de Costos. -** La minimización de costos intenta responder a la pregunta fundamental de cómo seleccionar factores de producción con el fin de producir bienes con un costo mínimo.
- ✓ **Organización. -** Un sistema abierto, dinámico y compuesto por un conjunto de subsistemas que interactúan entre ellos.
- ✓ **Perforación en Breasting. -** Perforación horizontal de producción con la cara libre en la parte inferior de la malla de perforación.
- ✓ **Planeamiento de Minado. -** La planificación es hoy en día una medida esencial en la conducción de cualquier empresa, la necesidad

de producir en forma eficiente y al más bajo costo posible exige en forma creciente, no solo una buena organización, sino también un sistema integral de planificación, en el que se considera especialmente la dependencia momentánea y futura entre las diferentes secciones de la empresa. Podríamos decir que la planificación consiste en la investigación sistemática y los cálculos de todos los factores que en el presente y futuro influirán en la producción, con el fin de tomar oportunamente las medidas para alcanzar en cada momento las metas que se han trazado, generalmente a un trabajo de esta índole se le da los términos reduciéndolo a programas escritos con indicaciones numéricas, planos y cuadros.

- ✓ **Planeamiento. -** Es un proceso continuo y dinámico que se desarrolla siguiendo una serie de etapas, las que, aunque estén dispuestas a seguir cierta lógica de pensamiento; es preciso que deben adaptarse continuamente a las situaciones particulares.

- ✓ **Preparación. -** Corresponde a esta actividad, la preparación de las zonas o secciones de trabajo en la veta o bloques de mineral, para hacer posible su explotación generalmente se preparan tolvas, chimeneas de relleno y ventilación, entre otras labores.

- ✓ **Procedimiento. -** Una descripción paso a paso sobre cómo proceder, desde el comienzo hasta el final, para desempeñar correctamente una tarea, resuelve la pregunta ¿Cómo?

- ✓ **Productividad. -** Medida del desempeño que comprende la eficiencia y la eficiencia.
- ✓ **Relleno Detrítico. -** Tiene como objetivo rellenar los tajos que han sido explotados, y tiene dos funciones básicas, la primera es servir como piso de trabajo para efectuar la perforación, el disparo y el acarreo de mineral, y el segundo es como sostenimiento para que la mina no colapse debido al incremento de áreas abiertas. El detrítico es por lo general material detrítico a intemperie.
- ✓ **Rendimiento. -** Es un contexto empresarial, el concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la actividad, donde el termino unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización.
- ✓ **Tajo. -** Son las labores temporales destinadas a la explotación y extracción de mineral.
- ✓ **Transporte y/o Manipuleo de Minerales. -** Efectuada la voladura del mineral, este es extraído de la mina hacia el exterior, para ello, se acumula y se carga a los diferentes medios de transporte de los que se disponen. El transporte puede ser mediante carros mineros, scoops u otro tipo de equipo que se disponga.
- ✓ **Velocidad de Detonación. -** La velocidad de detonación es la característica más importante de un explosivo, mientras mal alta sea su velocidad de detonación mayor será su potencia. A la detonación

se le entiende como la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases.

- ✓ **Yacimiento. -** Concentración u ocurrencia natural de uno o más minerales. (Ministerio de Minas y Energía, 2015).

CAPITULO III: METODOLOGÍA

3.1. El Problema.

En la actualidad, la minería en el mundo se desenvuelve en un ambiente cada vez más competitivo, básicamente por la inestabilidad de los precios de los productos metálicos y no metálicos en los mercados nacionales e internacionales, de esta manera las minas se han visto en la obligación de incrementar su producción y minimizar los costos, siempre cuidando las condiciones de seguridad y las restricciones ambientales que cada día más son exigentes y entre otros aspectos más. Por lo tanto, para la optimización del método de explotación de corte y relleno ascendente y el incremento de la producción para hacer del yacimiento minero un negocio lucrativo, es necesario minimizar los costos, valiéndonos del apoyo de nuevos estándares óptimos de trabajo que nos permita contar con un diseño y plan de minado óptimo para dicha explotación trayendo consigo mayores ingresos en la actualidad.

El análisis del costo en el método de explotación de corte y relleno ascendente, exige un mayor rendimiento en las operaciones unitarias de explotación (tajeos), para así incrementar la producción y obtener un mayor ingreso.

3.1.1. Formulación del Problema.

Formulación del problema General:

¿La minimización de los costos de explotación de los tajeos del nivel (NV) 1720 y nivel (NV) 1650; incrementará sus ingresos?

Problemas específicos:

1. ¿La minimización de costos dependerá del factor humano en cuanto a su rendimiento y eficiencia en las operaciones unitarias (perforación, voladura, limpieza, acarreo, etc)?
2. ¿El excesivo uso de los materiales e insumos en las diferentes operaciones unitarias, generan un mayor costo a la empresa?
3. ¿Las condiciones y ambientes de trabajo en cuanto al rendimiento del personal, limitan a la minimización de costos?

3.1.2. Objetivos de la investigación.

3.1.2.1. Objetivo General.

Minimizar los costos del método de explotación de corte y relleno ascendente en los tajeos del NV. 1720 y NV. 1650.

3.1.2.2. Objetivos Específicos.

1. Evaluar el rendimiento y la eficiencia de los colaboradores para minimizar los costos de explotación.

2. Dar un mejor uso de los materiales e insumos, para minimizar los costos de explotación.

3. Presentar ante los jurados el trabajo de tesis para optar el título profesional de ingeniero de minas.

3.1.3. Justificación.

La explotación de minerales, no es más que un elemento de las operaciones complejas que conducen a la obtención del metal, los problemas de la explotación no pueden resolverse independientemente de todo el proceso complejo en referencia, lo cual, debido a la actual coyuntura económica de los minerales, especialmente del oro, las empresas dedicadas a la explotación de este metal precioso buscan incrementar su producción a un menor costo.

Esta investigación surge de la necesidad de aprovechar al máximo el yacimiento minero, minimizando los costos y aumentando la producción, también se debe realizar un diseño y plan de minado optimo, basándonos en los siguientes aspectos: seguridad, producción, bajos costos de operación y cuidado del medio ambiente.

Para alcanzar el objetivo trazado, se realizará un análisis para la minimización de costos, teniendo en cuenta los nuevos estándares e indicadores.

La empresa especializada Contrata Minera Tauro SAC, busco la necesidad de minimizar los costos y cumplir con el programa, para generar mayor ingreso en cuanto a su liquidación mensual, para ello la empresa

cuenta con profesionales y colaboradores capacitados para alcanzar el objetivo.

3.1.4. Limitaciones.

Las limitaciones que vamos a tener son:

- ✓ Me limitare a realizar un estudio explicativo por que busco realizar un estudio más descriptivo - aplicativo en los tajeos de explotación en los cuales mediré, evaluare y recolectare datos sobre todo el problema en la Cía. minera Poderosa y se detallara todo lo investigado.
- ✓ El factor tiempo y los aspectos económicos fueron una de las limitaciones a este presente estudio.

3.1.5. Alcances.

Los alcances de este trabajo radicaran en el estudio aplicativo y comparativo de la minimización de costos, teniendo en cuenta los parámetros de perforación y voladura, limpieza, acarreo y todo el ciclo de minado, la eficiencia y rendimiento del personal. Para lo cual se cuenta con los datos necesarios y actualizados para realizar esta investigación.

3.2. Hipótesis.

Hipótesis General:

Es posible minimizar los costos de explotación en los tajeos del NV: 1720 y NV: 1650 mediante el método de corte y relleno ascendente.

Hipótesis específicas:

1. Mejorando el rendimiento de los colaboradores maximiza la producción.

2. Sería posible minimizar los costos con el uso adecuado de los materiales e insumos.

3. Cuanto influye el ambiente de trabajo en cuanto al rendimiento de los trabajadores.

3.3. Identificación y clasificación de variables

3.3.1. Variables Dependientes

Minimizar los costos de explotación.

Indicadores:

- ✓ Parámetros del método de explotación.
- ✓ Optimización de la producción.
- ✓ Planeamiento a largo, mediano y corto plazo.

3.3.2. Variables Independientes

Método de explotación de Corte y Relleno Ascendente.

Indicadores:

- ✓ Incorporación de nuevos estándares.
- ✓ Control de materiales e insumos.
- ✓ Eficiencia de los trabajadores.

3.4. Diseño de la investigación.

3.4.1. Tipo de investigación.

El tipo de investigación es **Explicativo - Aplicativo**, porque este tipo de estudios tiene como propósito medir el grado de relación que existe entre dos o más variables y descriptivo porque describir es medir. Esto es, en un estudio descriptivo se selecciona una serie de cuestiones y se mide cada una

de ellas independientemente. Aplicativo porque esta investigación apunta a evaluar el éxito de la intervención en cuanto a los resultados.

3.4.2. Nivel de la investigación

El nivel será de investigación explicativa.

3.4.3. Diseño de investigación

La investigación es no experimental.

3.4.4. Método

Se empleará el método deductivo donde el proceso de los conocimientos se inicia por la observación de fenómenos de carácter general con el propósito de llegar a conclusiones particulares contenidos explícitamente en la situación general.

3.4.5. Población y muestra.

Población

Para nuestra investigación, la población estará constituida por todos los tajeos que está explotando la contrata minera tauro en las Zonas de Jimena, Karola y Estrella.

Muestra

Para nuestra investigación, la muestra está constituido por los tajeos que está explotando la contrata minera tauro en la zona de Karola, en los niveles de 1720 y 1650

3.4.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.

Con el objetivo de contrastar la hipótesis propuesta, se realizará una investigación no experimental de tipo descriptivo que permita analizar el proyecto.

- ✓ Revisión de fuentes bibliográficas referidas al tema de investigación (libros, informes de tesis, publicaciones, etc.)
- ✓ Observaciones del investigador y colaboradores, con fundamentos teóricos concernientes al tema de la investigación.
- ✓ Comparaciones con otros resultados.
- ✓ Toma de datos en el campo.

Instrumentos

- ✓ Guía de observación del investigador.
- ✓ Entrevistas estructuradas a informantes claves.
- ✓ Tener una libreta a apuntes.

Forma de tratamiento de datos

- ✓ En primer lugar, se realizará el acopio de información histórica y actual con lo que cuenta la empresa.
- ✓ Se utilizará tablas, gráficos, planos, fotografías, herramientas informáticas, etc.
- ✓ El tratamiento de los datos recolectados, se realizará en Excel.

Forma de análisis de las informaciones

- ✓ Se realizará mediante la comparación del consumo con los reportes emitidos antes de introducción de nuevos estándares.
- ✓ Se realizará cuadros comparativos en Excel.

CAPITULO IV: RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1 Descripción de la realidad y procesamiento de datos

La explotación de los tajeos del NV: 1720 y NV: 1650, se vienen explotando a cargo de la Contrata Minera Tauro, mediante el método de Corte y Relleno Ascendente con perforación en Breasting o tajadas horizontales, dicho método se emplea para llevar un mejor control geomecanica de las labores de explotación, así como una mejor distribución y operación del ciclo de minado.

4.2 Preparación de los tajos de los niveles 1720 y 1650, para su explotación.

4.2.1. Preparación de Chimeneas.

Se delimita el block preparando las chimeneas de doble compartimiento (Buzón - Camino), las cuales deben tener una sección de 2.4 m x 1.50 m siguiendo su inclinación también respecto a la veta y guiándose con caja piso y techo, se enmadera con cuadros de avance instalados en dos partes;

primero se avanza con el camino luego se prosigue con el cuadro del buzón, después de haber avanzado 10 metros se inicia con el armado de una tolva con una caída de 45º para facilitar la caída del material, la chimenea se ubica lateralmente del block.

4.2.2. Preparación de Subniveles.

El subnivel es iniciado a partir de la chimenea hacia un lado, este se sella dejando un puente de 3.00 m a 5.00 m de altura desde el techo de la galería al piso del subnivel (ver figura 8), la sección es de 1.20 m x 1.80 m, se realiza un corte en realce para ganar altura del Subnivel, quedando finalmente este de 2.40. m a 2.50 m, la limpieza se inicia a pulso hasta avanzar unos metros, luego se instalan winches eléctricos para mayor eficiencia en la limpieza del tajo.

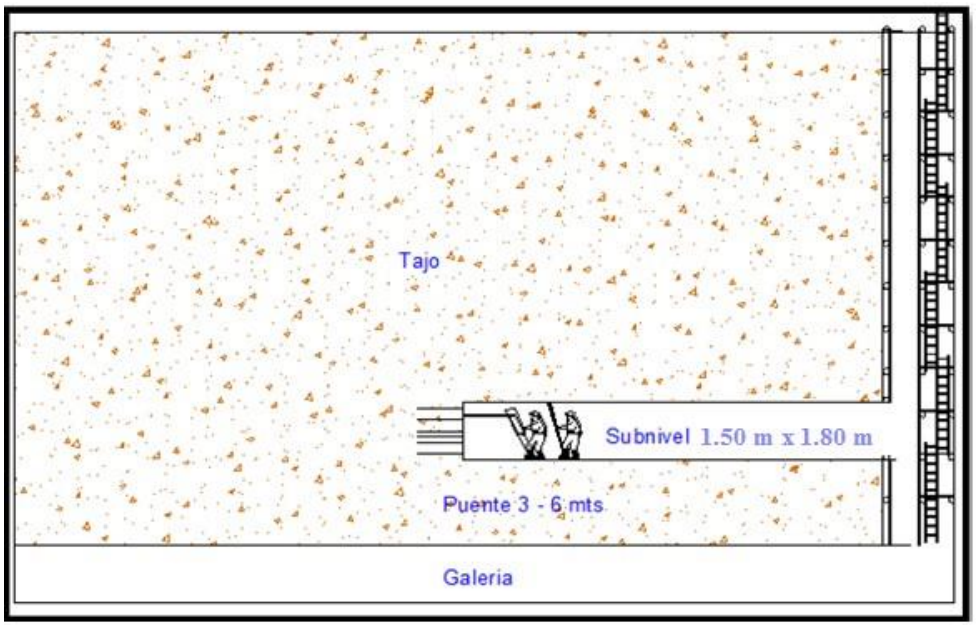


Figura 8: Método Corte y Relleno preparación del tajo.

Fuente: Área Planeamiento empresa minera Poderosa.

4.2.3. Preparación de cámara de Winche.

La ubicamos en un extremo de las chimeneas, esta cámara se prepara y acondiciona con una sección de 2.0 m de frente por 2.50 m de fondo y 2.0 m de alto, se colocan dos puntales y sobre ellos se clavan tablas formando así una plataforma en la que luego se instalara el winche, el mismo que fue trasladado de una labor culminada, el winche de arrastre empleado es de 30 hp, con una rastra de 24” o 36” pulgadas.

Después de haber culminado con un horizonte de explotación se prepara una nueva cámara de winche con exactamente las mismas características que la cámara anterior, el winche es subido de la primera cámara de winche y es instalado en la nueva cámara para agilizar la limpieza del tajo.

4.2.4. Ciclo de minado en el Tajo.

***Perforación*. -** Después de marcada la malla de perforación con una pintura según el estándar, se inician a perforar los taladros, estos se realizan en realce de forma manual empleando una máquina perforadora Jack Leg RNP.

- ✓ Primero se perfora con un barreno de 4 pies, después de perforar todos los taladros se coloca el barreno de 6 pies y se perfora nuevamente cada taladro perforado anteriormente.
- ✓ Los cortes se realizan en tajadas horizontales en realce (ver figura 10) desde la chimenea opuesta a la cámara del winche, la explotación se realiza en retirada

Malla de perforación. - Triangular de 3 Taladros (ver figura 9), Distancia del contacto al taladro 0.22 = 0.20 m

- ✓ Espaciamiento = 0.75 m

✓ Burden = 0.40 m

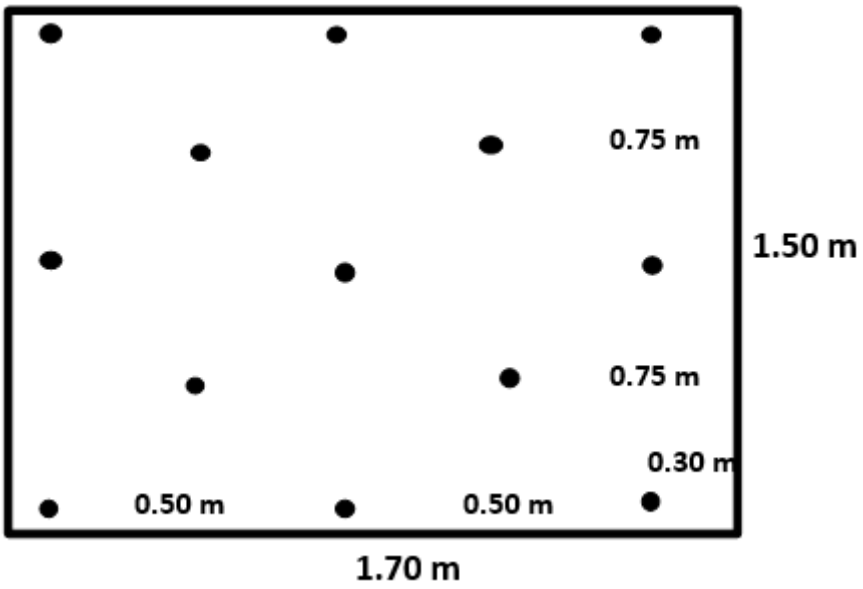


Figura 9: Malla de perforación Tajo.

Fuente: Área Planeamiento empresa minera Poderosa.

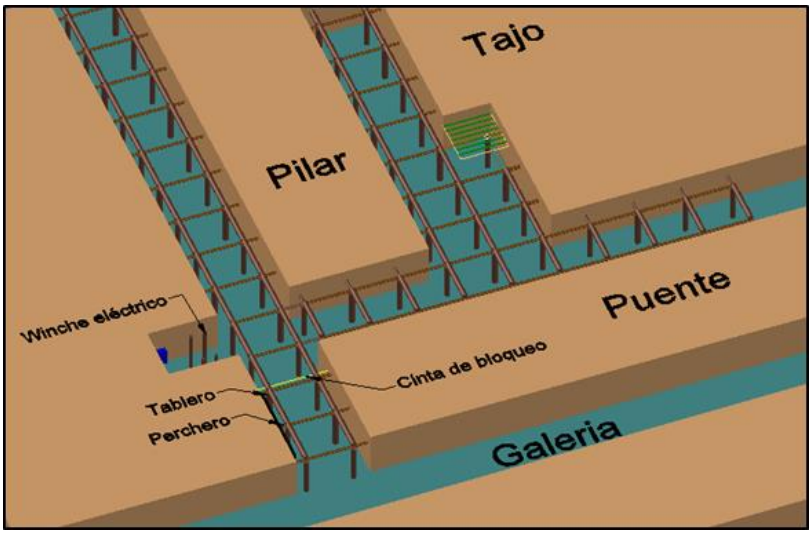


Figura 10: Perforación en Breasting del método corte y relleno ascendente.

Fuente: Área Planeamiento empresa minera Poderosa.

***Voladura*.-** Después de la perforación se preparan los cebos con un punzón de cobre o plástico y con ayuda de un atacador de madera estos se colocarán

en los taladros, luego se introducirán 6 cartuchos más de Emulnor 1000 por cada taladro, estos serán atacados de dos en dos, después se hace el amarre de los Carmex con la mecha rápida, la explosión se iniciará a través del detonador ensamblado de 2.4 m Carmex, el que es activado con la mecha rápida de ignición que fue amarrada anteriormente.

Kilogramos de explosivo por taladro. Kg/Tal. = (N° cartuchos/Tal.) * Kg un cartucho Kg/Tal. = 6 * 0.095 = 0.57 Kg

Kilogramos de explosivo total de la voladura.

Kg T = (NT) * (Kg/Tal.)

Kg T = 13 * 0.57 = 7.41 Kg de explosivo

Volumen y tonelaje de mineral roto por corte

V = A * H * L * Fe

TM = A * H * L * PE * Fe

Dónde:

A: Ancho de minado

H: Altura de corte (Longitud de perforación promedio) L: longitud del tajo

PE: Peso específico del mineral

Fe: Factor de esponjamiento

V = 1.70 * 1.50 * 1.55 * 1.03 = 4.07 m3

TM = 1.70 * 1.50* 1.55 * 2.85 *1.03 = 11.60TM

***Factor de potencia*. -**

FP = Kg E / TM

FP = 7.41 / 11.60 = 0.64 Kg / TM

La cantidad de mineral después de la voladura es de todo el corte y es limitada solo por el tiempo de limpieza donde hay mayor producción de mineral.

***Ventilación*. -** Después de la voladura se debe realizar la ventilación con mangas de 18 pulgadas de diámetro durante toda la guardia, para evitar que se eleve la temperatura. En los tajeos de explotación la temperatura varía entre 25 °C a 32 °C, y es muy importante mantener el área ventilada para evitar los desgastes físicos de los trabajadores.

***Sostenimiento*. -** Después de la ventilación se tiene que hacer un buen desatado de la labor, se desata también la corona del tajeo, la carga que cae producto del desatado, lo limpiamos, se pone guarda cabeza con marchabantes y realizamos el sostenimiento con cuadros cojos.

***Limpieza*. -** La limpieza en el tajo se realiza con un winche de 30 HP a través de un rastrillo aprovechando el buzamiento del tajo, la rastra jala el mineral hasta la chimenea más próxima al winche, el mineral que se pega a las cajas es paleado hacia el centro del tajo para que sea completamente limpiado por el winche, el personal que realiza el rastrillaje son los mismos que realizan la perforación y voladura en los tajos

Capacidad del rastrillo:

Características del winche.

WINCHE DIMENSIONES (m)

N.º 124 ALTO (H) 0,55

RASTRA 40 ANCHO (A) 1.15

HP 30 LARGO (L) 1,35

Ef. Rastrillo: 75 % por condiciones de trabajo.

Volumen de la rastra (V)

V = 1/3 (L * A) * H

V = 1/3 (1.35 * 1.15) * 0.55 = 0.28 m3

Volumen Real (VR)

VR = V* Ef.

VR = 0.28 * 0.75 = 0,21 m3

Capacidad de la rastra: (CR)

CR = VR * p.e.

CR = 0.21 * 2.85 = 0,60 TM

Limpieza de los tajos.

Número de viajes por hora (NVH)

Donde el tiempo promedio del ciclo de viaje es 35 segundo y el número de viajes es de 24. NVH = 3600 segundo * 1viaje = 102.86 = 103 viajes/hora.

Toneladas de mineral Transportadas por viaje (TMTV).

TMTV = 0.60 TM/viaje.

Número Total de Toneladas transportadas en la operación (TT).

TT = N° Viajes * TMTV

TT = 24 viajes * 0.60 TM/viaje = 14.4 TM

Rendimiento (R)

R = TMTV * NVH

R = 0.60TM / viaje * 103 viajes / hora = 61.8 TM/Hr

***Relleno*. -** El relleno se obtiene de los niveles superiores e inferiores, de estos últimos el relleno es acarreado con dumpers de 12 toneladas desde las labores de desarrollo de niveles inferiores y este es almacenado en una cámara del nivel superior del block, de allí el material es trasladado con un scoop de 1.5 yd3 a la chimenea por la que se envía el relleno al tajo.

Se realiza la preparación de rajados de puntales de 3.0 m para el enrejado del buzón de la chimenea, bloqueados con puntales de 8 pulg. de diámetro, se acondiciona una plataforma (ranfla) inclinada (60°) desde el buzón de la chimenea ubicada al otro extremo del block con dirección al tajo y se empieza a rellenar el tajo en retirada con relleno detrítico o desmonte, primero por gravedad y luego se acondiciona para jalar con winche y dejar un piso uniforme y continuar con los cortes superiores (ver figura 11).

Cuando se iguala la altura del corte de todo el block, se enreja el buzón de la otra chimenea, bloqueados con puntales de 8 pulg, finalmente cuando el relleno ha alcanzado la altura del enrejado, se coloca puntales espaciados a 1.50 m, topeados de caja a caja bien alineados para que éstos sirvan como piso, hermetizando con tablas de 3.0 m y en la parte inferior se coloca manga de ventilación en desuso para evitar el paso de finos al desmonte.

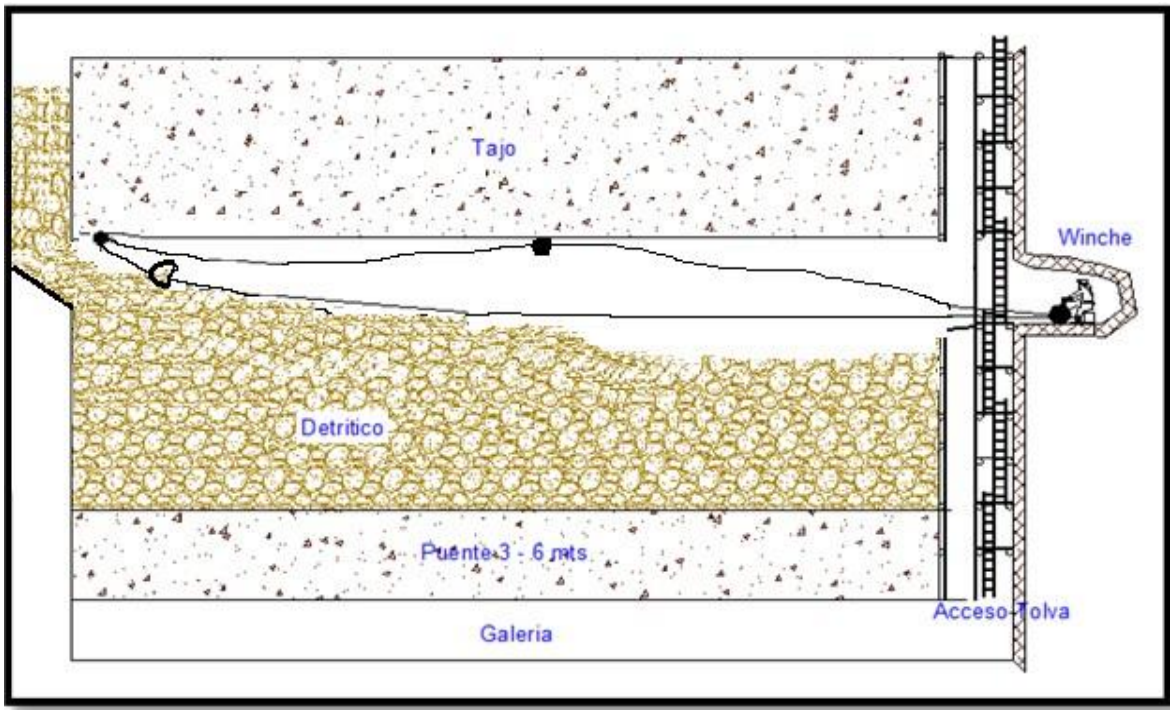


Figura 11: Relleno con winche de rastrillaje con método Corte y Relleno.

Fuente: Área Planeamiento empresa minera Poderosa. Citado por Contreras, 2019.

4.2.5. Costos de la explotación en de los tajos.

Los precios unitarios (PU), de cada elemento necesario para cumplir con la producción utilizando este método se detallan a continuación y son resumidos en una tabla final.

Mano de obra:

El trabajo lo realizan un maestro perforista y un ayudante de mina, a los que se les paga por guardia.

Equipos de Perforación:

Barreno de 4 pies = 0.04 US$/pie perf.

69.89 pies perforados.

Barreno de 6 pies = 0.05 US$/pie perf.

43.9 pies perforados

Broca de 36 mm = 0.11 US$/pie perf.

227.59 pies perforados

Jack Leg RNP pies/perf = 0.36 US$/pie perf.

227.59 pies perforados

Explosivos y mechas:

Emulnor 1000 = 0.81 US$/cart.

Cartuchos = 78 cart.

Carmex de 2.4 m = 2.58 US$/pza 13 piezas

Mecha rápida = 1.21 US$/m 4 metros

Equipos de seguridad:

Estos equipos de seguridad (EPPs) serán utilizados cada guardia y sus precios son calculados de acuerdo a la vida útil de cada equipo, se calculará un costo total para facilitar su entendimiento.

Casco minero = 0.08 US$/Guardia

Anteojo de malla SPRO = 0.06 US$/Guardia

Tapón Auditivo Tipo Copa = 0.02 US$/Guardia

Respirador Confort + cartucho = 1.52 US$/Guardia

Saco y pantalón de Jebe = 0.22 US$/Guardia

Botas de jebe con punta de acero = 0.23 US$/Guardia

Guantes de Neopreno = 0.85 US$/Guardia

Pantalón Drill C/cinta Reflectiva = 0.17 US$/Guardia

Polo Algodón C/Cinta Reflectiva = 0.1 US$/Guardia

Correa de Cuero Portalámpara = 0.04 US$/Guardia

El Costo Total lo obtenemos al sumar los precios de cada equipo, obteniendo un Costo Total de 3.29 US$/Guardia.

Herramientas:

Con este método las herramientas serán las mismas para cada guardia, estas son las siguientes:

Lampa Minera = 0.16 US$/Guardia

Pico de punta y pala = 0.12 US$/Guardia

Barretilla Hexagonal de 4' = 0.77 US$/Guardia

Barretilla Hexagonal de 6' = 0.93 US$/Guardia

Barretilla Hexagonal de 8' = 1.10 US$/Guardia

Llave Francesa de 12" = 0.09 US$/Guardia

Flexómetro de 5 m = 0.04 US$/Guardia

Llave stillson de 14" = 0.07 US$/Guardia

Pintura = 0.57 US$/Guardia

Atacador = 1.60 US$/Guardia

Cucharilla = 0.04 US$/Guardia

Soplete = 0.07 US$/Guardia

Sacabarreno = 0.17 US$/Guardia

Mochila para explosivos = 0.08 US$/Guardia

Punzon encebador = 0.01 US$/Guardia

Soga de 1" = 1.54 US$/Guardia

Soga de 1/2" = 1.25 US$/Guardia

El Costo Total lo obtenemos al sumar los precios de cada herramienta, obteniendo un Costo Total de 8.61 US$/Guardia

Madera:

Tablas 6"x2"x10'= 13.46 US$/unidad 4 tablas para hacer el camino en el tajo

Sostenimiento y relleno:

Cuadro cojo = 8.09 US$/TM

Utilizaremos 1 cuadro cojo

Relleno Detrítico = 63.22 US$/tarea

Costo de Explotación de los Tajos del NV: 1720 y NV: 1650 Antes de la Minimización.

Tabla 3: Descripción de labor Antes de la Optimización.

DESCRIPCION DE LA LABOR	
Fecha	24/11/2017
Labor	Tajeos
Nivel	1720 y 1650
Sección	1.7 X 1,5
Turno	DIA
Maquina	JACK LEG
Barreno	4' Y 6'
Diámetro de la broca	36 mm
Jefe de Guardia	Ing. Mamani Rocca Felipe

Fuente: El tesista

Tabla 4: Calculo de Tiempos de Perforación Antes de la Optimización.

CALCULO DE TIEMPOS							
PERFORACION CON JACK LEG RNS83							
N° DE TALADROS	LONGITUD DEL BARRENO	TIEMPO DE EMBOQUILLE Y TIEMPOS MUERTO	TIEMPO EFECTIVO DE PERFORACION	TIEMPO DE SOPLETEO Y RETIRO DEL TALADRO	TIEMPO TOTAL DE PERFORACION	FACTOR CONVERSIÓN (min)	LONGITUD DE PERFORACION
1	4'	00:20	01:49	00:09	03:48	3.80	1.70
	6'	00:16	01:07	00:07			
2	4'	00:12	02:28	00:10	05:00	5.00	1.72
	6'	00:16	01:47	00:07			
3	4'	01:11	02:44	00:09	06:39	6.65	1.71
	6'	00:17	02:10	00:08			
4	4'	00:11	02:43	00:08	04:51	4.85	1.71
	6'	00:17	01:25	00:07			
5	4'	00:12	02:05	00:09	04:22	4.37	1.70
	6'	00:17	01:30	00:09			
6	4'	00:12	02:06	00:07	04:10	4.17	1.72
	6'	00:16	01:22	00:07			
7	4'	00:18	02:29	00:11	04:42	4.70	1.69
	6'	00:17	01:18	00:09			
8	4'	00:38	02:21	00:12	05:36	5.60	1.70
	6'	00:16	02:00	00:09			
9	4'	00:23	02:18	00:13	05:03	5.05	1.72
	6'	00:19	01:42	00:08			
10	4'	00:14	01:53	00:08	04:40	4.67	1.71
	6'	00:22	01:55	00:08			
TOTAL						48.85	1.71

Fuente: El tesista

Tabla 5: Calculo de Rendimiento y Avance Antes de la Optimización.

CALCULO DE RENDIMIENTO Y AVANCE			
RENDIMIENTO			
NUMERO DE TALADROS		10	tal
TIEMPO TOTAL DE PERFORACION BARRENO DE 6'		48.85	min
TIEMPOS MUERTOS		0	min
TOTAL		48.85	min
RENDIMIENTO		4.89	min/tal
		12.28	tal/hora
AVANCE			
Metros perf / taladro		1.71	m/tal
TOTAL pies perf / taladro		0.52	pies/tal
TIEMPO TOTAL EN 10 TALADROS			
REND (min/taladro) * 10 taladros =		min	
		Hrs	
VELOCIDAD DE PENETRACION			
Vp =	Long. De taladro (pie)	long =	6
	Tiempo prom. De perforación	Tiem. Prom.	4.89
VP =	1.23	pies/min	
AVANCE REAL POR DISPARO			
Longitud de perforación	1.71	M	
Eficiencia	94%	M	
TOTAL	1.61	M	

Fuente: El tesista

Tabla 6: Calculo de Tonelaje de Mineral por Disparo Antes de la Optimización.

CALCULANDO AREA DE LA SECCION			
Ancho de la labor		1.70	M
Alto de la labor		1.50	M
TOTAL	=	2.55	m2
PERIMETRO DE LA LABOR			
Perimetro		6.40	M
VOLUMEN ARRANCADO POR DISPARO			
Vinsitu	=	Área x Avance real	
VOL INSITU	=	4.09	m3
VOLUMEN ESPONJADO			
Ves = Volumen insitu X Factor de esponjamiento			
Factor de esponjamiento =			45%
Ves	=	5.94	m3
TONELAJE POR DISPARO			
TON =	Vol Insitu x Peso especifico		
P. e. =	2.85	TM/m3	MINERAL
TON =	16.92	TM	

Fuente: El tesista

Tabla 7: Calculo de Factor de Carga y Factor de Potencia del Explosivo Antes de la Optimización.

RENDIMIENTO DE EXPLOSIVOS		
CALCULO DE FACTOR DE CARGA Y FACTOR DE POTENCIA		
EMULNOR (1000) 1" X 7"		
Taladros cargados	10	Tal
Cartuchos por taladro	6	Unid
Peso de cada cartucho de EMULNOR 1000	0.095	Kg
Total de cartuchos EMULNOR 1000	60	Unid
Peso total	5.68	Kg
ACCESORIOS DE VOLADURA		
	CANTIDAD	UNIDAD
Carmex (2.40 m)	10	PZA
Mecha rapida de Ignicion	4	M
CANTIDAD DE EXPLOSIVOS UTILIZADOS EN UN METRO LINEAL		
Metro lineal	3.54	Kg/m
Metro cubico roto	0.96	Kg/m3

DISTRIBUCION DE LA CARGA					
N° TAL PERF	10	KILOGRAMO DE EXPLOSIVO POR TALADRO			
N° TAL DISP	10				
N° DE TALADROS	EMULNOR 1"X 7"		Cart / tal	Mecha	Kg de expl
	Cant. Tal	Cant. Cart			
Taladros	10	6	60	4	5.68
Total	10		60	4	5.68

FACTOR DE CARGA

$$FC = \frac{Kg.\ explosivo\ total}{volumen\ roto}$$

FC =	0.96	Kg/m3

FACTOR DE POTENCIA

$$FP = \frac{Kg.\ explosivo\ total}{TM\ Roto}$$

FP =	0.34	Kg/TM

Fuente: El tesista

Tabla 8: Costo de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional antes de la optimización.

CALCULO DEL COSTO DE AVANCE POR METRO LINEAL							
Tajeos del NV: 1720 y NV:1650 (Sección 1,7m x 1,5 m)							
Numero Taladros Perforados =		10	Alivio =	0	Long Perforación =	5.5	pies
Rendimiento =		1.61	m / grdia		HH / grdia =	9.5	
Limpieza con winche			Pies perforados =	55	Pies		
Equipos =	Jack Leg / pala Nº 10 / Ventilador		Cubos Rotos =	4.09	m3		
Factor de carga =	0.34	Kg. / Ton	T. Roca =	suave	EMULNOR		
	0.96	Kg/m3	BB.SS =				
Actividades: Ventilado, Regado, Desatado, limpieza de frente y perforación, voladura							
DESCRIPCIÓN	**UNID.**	**Cantd.**	**Incid.**	**P.U. US $**	**Precio parcial US $**	**Sub total US $**	**Total US $**
1.- MANO DE OBRA						50.08	50.08
Perforista A	HH	8	100%	2.63	21.04		
Ayudante A	HH	8	100%	2.23	17.84		
Bodeguero	HH	8	17%	2.23	3.03		
Capataz	HH	8	25%	2.63	5.26		
Supervisor	HH	8	17%	2.14	2.91		
Inspector de seguridad	HH	8	17%	2.14	2.91		
Jefe de guardia	HH	8	30%	7.44	17.86		
2.- MATERIALES:							22.27
Aceros de perforación						22.17	
Barreno 4'	Pp	143	100%	0.07	10.01		
Barreno 6'	Pp	71.5	100%	0.08	5.72		
Brocas de botones 36 mm	Pp	143	100%	0.03	4.29		
Brocas de botones 36 mm	Pp	71.5	100%	0.03	2.15		
Accesorios de Perforación						0.11	
MANGUERA DE JEBE Y LONA 1" 300 PSI	m	25	100%	0.00006	0.0015		
MANGUERA DE JEBE Y LONA 1/2"	m	25	100%	0.00003	0.00075		
ABRAZADERA 1" Ø	unid	2	100%	0.00005	0.0001		
VÁLVULA DE BOLA DE 1" Ø	unid	4	100%	0.00004	0.00016		
TUBO POLIETILENO COLOR NEGRO	m	25	100%	0.00003	0.00075		
TUBO POLIETILENO P/AIRE	m	25	100%	0.00003	0.00075		
ALAMBRE NEGRO PARA AMARRE Nº 08	kg	0.25	100%	0.42	0.105		
3.-IMPLEMENTOS						3.78	3.78
Implementos de seguridad	HH	2	100%	1.06	2.12		
Lámparas	HH	2	100%	0.83	1.66		

4.- EQUIPOS:						18.92	18.92
PERFORADORA NEUMATICA	Pp	55	100%	0.344	18.92		
5.- EXPLOSIVOS:						33.62	33.62
EMULNOR 1" X 7"	unid	60	100%	0.39	23.4		
DETONADOR ENSAMBLADO 2.4 MTR	unid	10	100%	0.83	8.3		
MECHA RAPIDA DE IGNICION	m	4	100%	0.48	1.92		
6.- COSTO POR TONELADA							7.61
7.- COSTO TOTAL POR DISPARO							128.76

Fuente: El tesista

Costo de Explotación de los Tajos del NV: 1720 y NV: 1650 Después de la Minimización.

Tabla 9: Descripción de Labor después de la Optimización.

DESCRIPCION DE LA LABOR	
Fecha	22/04/2018
Labor	Tajeos
Nivel	1720 y 1650
Sección	1.7 X 1,5
Turno	DIA
Maquina	JACK LEG
Barreno	4' Y 6'
Diámetro de la broca	36 mm
Jefe de Guardia	Ing. Mamani Rocca Felipe

Fuente: El tesista

Tabla 10: Calculo de Tiempos de Perforación después de la Optimización.

CALCULO DE TIEMPOS							
PERFORACION CON JACK LEG RNS83							
N° DE TALADROS	LONGITUD DEL BARRENO	TIEMPO DE EMBOQUILLE Y TIEMPOS MUERTO	TIEMPO EFECTIVO DE PERFORACION	TIEMPO DE SOPLETEO Y RETIRO DEL TALADRO	TIEMPO TOTAL DE PERFORACION	FACTOR CONVERSIÓN (min)	LONGITUD DE PERFORACION
1	4'	00:20	01:42	00:09	03:41	3.68	1.70
	6'	00:16	01:07	00:07			
2	4'	00:12	02:28	00:10	05:00	5.00	1.72
	6'	00:16	01:47	00:07			
3	4'	01:11	02:44	00:09	06:39	6.65	1.71
	6'	00:17	02:10	00:08			
4	4'	00:11	02:43	00:08	04:49	4.82	1.71
	6'	00:15	01:25	00:07			
5	4'	00:12	02:05	00:09	04:22	4.37	1.70
	6'	00:17	01:30	00:09			
6	4'	00:12	02:06	00:07	04:10	4.17	1.72
	6'	00:16	01:22	00:07			
7	4'	00:14	01:29	00:11	03:33	3.55	1.69
	6'	00:12	01:18	00:09			
8	4'	00:28	02:21	00:12	05:26	5.43	1.70
	6'	00:16	02:00	00:09			
9	4'	00:23	02:18	00:13	05:03	5.05	1.72
	6'	00:19	01:42	00:08			
10	4'	00:14	01:53	00:08	04:40	4.67	1.71
	6'	00:22	01:55	00:08			
TOTAL						47.38	1.71

Fuente: El tesista

Tabla 11: Calculo de Rendimiento y Avance después de la Optimización.

CALCULO DE RENDIMIENTO Y AVANCE			
RENDIMIENTO			
NUMERO DE TALADROS		10	tal
TIEMPO TOTAL DE PERFORACION BARRENO DE 6'		47.38	min
TIEMPOS MUERTOS		0	min
TOTAL		47.38	min
RENDIMIENTO		4.74	min/tal
		12.66	tal/hora
AVANCE			
Metros perf / taladro		1.71	m/tal
TOTAL pies perf / taladro		0.52	pies/tal
TIEMPO TOTAL EN 10 TALADROS			
REND (min/taladro) * 10 taladros =	47.38	min	
	0.79	Hrs	
VELOCIDAD DE PENETRACION			
Vp =	Long. De taladro (pie)	long =	6
	Tiempo prom. De perforación	Tiem. Prom.	4.74
VP =	1.27	pies/min	
AVANCE REAL POR DISPARO			
Longitud de perforación	1.71	m	
Eficiencia	94%	m	
TOTAL	1.61	m	

Fuente: El tesista

Tabla 12: Calculo de Tonelaje de Mineral por Disparo después de la Optimización.

PERIMETRO DE LA LABOR			
Perimetro		6.40	m
VOLUMEN ARRANCADO POR DISPARO			
Vinsitu	=	Área x Avance real	
VOL INSITU	=	4.09	m3
VOLUMEN ESPONJADO			
Ves = Volumen insitu X Factor de esponjamiento			
Factor de esponjamiento =			45%
Ves	=	5.94	m3
TONELAJE POR DISPARO			
TON =	Vol Insitu x Peso especifico		
P. e. =	2.85	TM/m3	MINERAL
TON =	16.92	TM	

Fuente: El tesista

Tabla 13: Calculo de Factor de Carga y Factor de Potencia del Explosivo después de la Optimización.

RENDIMIENTO DE EXPLOSIVOS		
CALCULO DE FACTOR DE CARGA Y FACTOR DE POTENCIA		
EMULNOR (1000) 1" X 7"		
Taladros cargados	10	tal
Cartuchos por taladro	5	unid
Peso de cada cartucho de EMULNOR 1000	0.095	kg
Total de cartuchos EMULNOR 1000	50	unid
Peso total	4.73	kg
ACCESORIOS DE VOLADURA		
	CANTIDAD	UNIDAD
Carmex (2.40 m)	10	PZA
Mecha rapida de Ignicion	4	m
CANTIDAD DE EXPLOSIVOS UTILIZADOS EN UN METRO LINEAL		
Metro lineal	2.95	Kg/m
Metro cubico roto	0.80	Kg/m3

DISTRIBUCION DE LA CARGA					
N° TAL PERF	10	KILOGRAMO DE EXPLOSIVO POR TALADRO			
N° TAL DISP	10				
N° DE TALADROS	EMULNOR 1"X 7"		Cart / tal	Mecha	Kg de expl
	Cant. Tal	Cant. Cart			
Taladros	10	5	50	4	4.73
Total	10		50	4	4.73

FACTOR DE CARGA

$$FC = \frac{Kg.\ explosivo\ total}{volumen\ roto}$$

FC =	0.80	Kg/m3

FACTOR DE POTENCIA

$$FP = \frac{Kg.\ explosivo\ total}{TM\ Roto}$$

FP =	0.28	Kg/TM

Fuente: El tesista

Tabla 14: Costo de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional después de la optimización.

CALCULO DEL COSTO DE AVANCE POR METRO LINEAL							
Tajeos del NV: 1720 y NV:1650 (Sección 1,7m x 1,5 m)							
Numero Taladros Perforados =		10	Alivio =	0	Long Perforación =	5.5	pies
Rendimiento =		1.61	m / grdia		HH / grdia =	9.5	
Limpieza con winche			Pies perforados =	55	Pies		
Equipos =	Jack Leg / pala Nº 10 / Ventilador		Cubos Rotos =	4.09	m3		
Factor de carga =	0.28	Kg. / Ton	T. Roca =	suave	EMULNOR		
	0.80	Kg/m3	BB.SS =				
Actividades: Ventilado, Regado, Desatado, limpieza de frente y perforación, voladura							
DESCRIPCIÓN	**UNID.**	**Cantd.**	**Incid.**	**P.U. US $**	**Precio parcial US $**	**Sub total US $**	**Total US $**
1.- MANO DE OBRA						50.08	50.08
Perforista A	HH	8	100%	2.63	21.04		
Ayudante A	HH	8	100%	2.23	17.84		
Bodeguero	HH	8	17%	2.23	3.03		
Capataz	HH	8	25%	2.63	5.26		
Supervisor	HH	8	17%	2.14	2.91		
Inspector de seguridad	HH	8	17%	2.14	2.91		
Jefe de guardia	HH	8	30%	7.44	17.86		
2.- MATERIALES:							22.27
Aceros de perforación						22.17	
Barreno 4'	Pp	143	100%	0.07	10.01		
Barreno 6'	Pp	71.5	100%	0.08	5.72		
Brocas de botones 36 mm	Pp	143	100%	0.03	4.29		
Brocas de botones 36 mm	Pp	71.5	100%	0.03	2.15		
Accesorios de Perforación						0.11	
MANGUERA DE JEBE Y LONA 1" 300 PSI	m	25	100%	0.00006	0.0015		
MANGUERA DE JEBE Y LONA 1/2"	m	25	100%	0.00003	0.00075		
ABRAZADERA 1" Ø	unid	2	100%	0.00005	0.0001		
VÁLVULA DE BOLA DE 1" Ø	unid	4	100%	0.00004	0.00016		
TUBO POLIETILENO COLOR NEGRO	m	25	100%	0.00003	0.00075		
TUBO POLIETILENO P/AIRE	m	25	100%	0.00003	0.00075		
ALAMBRE NEGRO PARA AMARRE Nº 08	kg	0.25	100%	0.42	0.105		
3.-IMPLEMENTOS						3.78	3.78
Implementos de seguridad	HH	2	100%	1.06	2.12		
Lámparas	HH	2	100%	0.83	1.66		

4.- EQUIPOS:						18.92	18.92
PERFORADORA NEUMATICA	Pp	55	100%	0.344	18.92		
5.- EXPLOSIVOS:						29.72	29.72
EMULNOR 1" X 7"	unid	50	100%	0.39	19.5		
DETONADOR ENSAMBLADO 2.4 MTR	unid	10	100%	0.83	8.3		
MECHA RAPIDA DE IGNICION	m	4	100%	0.48	1.92		
6.- COSTO POR TONELADA							7.38
7.- COSTO TOTAL POR DISPARO							123.18

Fuente: El tesista

Tabla 15: Consumo de explosivos antes de la optimización.

CONSUMO DE EXPLOSIVOS POR MES EN LOS TAJOS DEL NV: 1720 Y NV: 1650					
Tipo	PROVEEDOR	LABOR	nov-17	dic-17	ene-18
Rotura	MINERA TAURO S.A.C.	1650 TJ 6370-1	17.05	0.55	110.15
		1720 TJ 6315 -1	8.07	97.53	0
		1720 TJ 6395-1	28.24	0	29.51
		1650 TJ 6420 -1	0	0	24.74
Total de consumo de explosivos en Kg			53.36	98.08	164.4

Fuente: El tesista.

Tabla 16: Consumo de explosivos después de la optimización.

CONSUMO DE EXPLOSIVOS POR MES EN LOS TAJOS DEL NV: 1720 Y NV: 1650					
Tipo	PROVEEDOR	LABOR	abr-18	may-18	jun-18
Rotura	MINERA TAURO S.A.C.	1650 TJ 6370-1	46.58	112.15	54.40
		1720 TJ 6315 -1	6.54	0	0
		1720 TJ 6395-1	12.6	16.4	0
		1650 TJ 6420 -1	96.4	98.65	86.45
Total de consumo de explosivos en Kg			162.12	227.2	140.85

Fuente: El tesista.

Tabla 17: Tonelaje de mineral roto antes de la optimización.

TONELAJE DE MINERAL ROTO POR MES EN LOS TAJOS DEL NV: 1720 Y NV: 1650					
Tipo	PROVEEDOR	LABOR	nov-17	dic-17	ene-18
Rotura	MINERA TAURO S.A.C.	1650 TJ 6370-1	50.147	1.618	323.971
		1720 TJ 6315 -1	23.735	286.853	0.000
		1720 TJ 6395-1	83.059	0.000	86.794
		1650 TJ 6420 -1	0.000	0.000	72.765
Total de mineral roto en TM			156.941	288.471	483.529

Fuente: El tesista.

Tabla 18: Tonelaje de mineral roto después de la optimización.

TONELAJE DE MINERAL ROTO POR MES EN LOS TAJOS DEL NV: 1720 Y NV: 1650					
Tipo	PROVEEDOR	LABOR	abr-18	may-18	jun-18
Rotura	MINERA TAURO S.A.C.	1650 TJ 6370-1	166.357	400.536	194.286
		1720 TJ 6315 -1	23.357	0.000	0.000
		1720 TJ 6395-1	45.000	58.571	0.000
		1650 TJ 6420 -1	344.286	352.321	308.750
Total de mineral roto en TM			579.000	811.429	503.036

Fuente: El tesista.

4.3 Discusión de Resultados.

Con la correcta carga de explosivos se comprobó que el antes de la optimización el costo por tonelada es de US$ 7.61 / tonelada rota y después es de US$ 7.38 / tonelada rota (ver la tabla 8 y 14) produciéndose un ahorro de es de US$ 0.23 / tonelada rota es de ahorro, lo que significa un ahorro de US$ 3.89 por guardia y US$ 7.78 por día. Entonces el ahorro mensual será de 233.4 US$. Este ahorro genera una mayor ganancia en cuanto a la liquidación mensual de la empresa, siempre cuando se tengas las siguientes consideraciones:

1. Que topografía realice el marcado de la malla en el tajo.
2. Se cuide el paralelismo de los taladros
3. Se perfore 6 pies
4. Se cargue solo 5 cartuchos por taladro.
5. Se continúe con las charlas de mejora continua a los perforistas y sus ayudantes.

4.4 Aporte del tesista.

Con la investigación he podido establecer que la variable para la optimización económica la carga con explosivos de los taladros debe ser correcta, y de acuerdo a los parámetros geo mecánicos está establecido un cartucho por cada pie perforado. Que influye en la disminución del costo total por tonelada de mineral; es decir que al aplicar el correcto carguío se ahorrara US$ 0.23 / tonelada, los costos del método de explotación de corte y relleno ascendente en los tajeos del nivel 1720 y nivel 1650 de la veta Karola techo - Cía. minera Poderosa S. A. en el año 2019. También he podido ver que se mejoró en cuanto a la producción del mineral, lo cual indica que con un menor consumo de explosivos se pudo romper una mayor cantidad de mineral.

La ventilación de las labores y cámaras de madera, es muy importante, ya que esto influye mucho en cuanto al rendimiento de los trabajadores y a la conservación de las maderas para el sostenimiento.

CONCLUSIONES.

1. Se minimizo los costos del método de explotación de corte y relleno ascendente en los tajeos del NV. 1720 y NV. 1650, en donde antes de la optimización el costo de explotación fue de 7.61 US$/tonelada y después de la optimización el costo de explotación es de 7.38 US$/tonelada, permitiéndonos de esta manera ahorrar US$ 0.23 / tonelada.

2. El rendimiento de producción de 2 hombres por tajo es igual a 16.92 TM/guardia.

3. Se mejoró el uso de los materiales e insumos, que minimizo los costos, generando un ahorro de 233.496 US$ al mes

4. Para garantizar una buena voladura e necesario que el departamento de topografía pinte la malla de perforación de acuerdo a los establecido por el área de ingeniería mina.

5. El buen rendimiento de los trabajadores, depende mucho de la ventilación de las labores.

RECOMENDACIONES

1. El control de la calidad es muy importante para ello la supervisión debe de verificar la correcta perforación y posterior voladura para garantizar los rendimientos establecidos por las empresas a los contratistas.

2. Es importante que para el planeamiento y diseño de explotación de los tajos del nivel 1720 y 1650, se tome en cuenta los parámetros geomecánicos asociados al diseño del minado, en particular lo relacionado a los esquemas de minado y sus dimensiones asociadas, y a la secuencia de avance del minado.

3. Es recomendable priorizar la exploración de los tajos, porque en esta zona las condiciones geomecánicas de la masa rocosa son más favorables, que permiten la explotación con seguridad y una buena recuperación cercana al 100%.

4. Mantener una buena ventilación de los tajeos, ya que en estas labores la temperatura llega hasta los 28 °C, lo cual genera un desgaste físico a los trabajadores.

5. Las cámaras de apilamiento de madera, tienen que estar ventiladas, para evitar el deterioro de madera por el calor y la humedad.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Buendia S. A. (2010). Incremento de la productividad del método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado en Consorcio Minero Horizonte S.A. Universidad Nacional del Centro del Perú Facultad de Ingeniería de Minas. Huancayo-Perú.

De la Cruz A. E. (2014). Optimización económica aplicando el método de explotación Long wall Mining Frente al Método corte y relleno ascendente en Cía. minera Poderosa S.A., unidad Santa María Universidad Nacional del Centro del Perú. Facultad de Ingeniería de Minas. Huancayo – Perú.

Departamento de Geología CMPSA. (2014). Informe geológico de la compañía Minera Poderosa. Pataz - Perú.

Fabián R. E. (2017). Diseño e implementación de sistema de gestión en seguridad y salud ocupacional en la planta de Yauris. Universidad Nacional del Centro del Perú. Escuela de Posgrado. Unidad de Posgrado de la Facultad de Ingeniería de Minas. Huancayo – Perú .

Hernández S. R. (2010). Metodología de la investigación. 5ta edición Mc. Graw Hill México, 2010. México.

Jáuregui A. O. (2011). Reducción de los Costos Operativos en Mina, mediante la optimización de los Estándares de las operaciones Unitarias de Perforación y voladura Pontificia Universidad Católica del Perú – Facultad de Ciencias e Ingeniería. Lima - Perú.

Ministerio de Minas y Energía. (2015). Glosario técnico minero. República de Colombia. Bogotá D.C, - Colombia.

Oyarzun R. (2011). Métodos de explotación más comunes en minería subterránea. Madrid – España.

Quispe E. B. (2017). Características geológicas y posibilidades de profundización de la veta lola – mina Poderosa – Pataz - La Libertad. Universidad Nacional del Altiplano. . Facultad de Ingeniería Geológica y Metalúrgica. Escuela Profesional de Ingeniería Geológica. Puno - Perú.

ANEXOS

ANEXO N° 01: Matriz de consistencias

TESIS: minimización de costos del método de explotación de corte y relleno ascendente en los tajos del nivel 1720 y nivel 1650 de la veta Karola techo - Cía. minera Poderosa S. A. - 2019

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES	INDICADORES	INSTRUMENTOS
¿La minimización de los costos de explotación de los tajeos del nivel (NV) 1720 y nivel (NV) 1650; incrementará sus ingresos?	Minimizar los costos del método de explotación de corte y relleno ascendente en los tajeos del NV. 1720 y NV. 1650.	Es posible minimizar los costos de explotación en los tajeos del NV: 1720 y NV: 1650 mediante el método de corte y relleno ascendente.	**Variables Dependientes** Minimizar los costos	**Variables Dependientes** Indicadores: Parámetros del método de explotación. Optimizando la producción. Planeamiento a largo, mediano y corto plazo.	**Variables Dependientes** Reporte de los trabajos. Registro de explosivos y materiales e insumos.
¿El factor humano en cuanto al rendimiento y eficiencia en las operaciones unitarias (perforación, voladura, limpieza, acarreo, etc), nos limita a un rendimiento bajo en cuanto a la producción que no satisface a la empresa?	Evaluar el rendimiento y la eficiencia de los colaboradores para maximizar la producción.	Mejorando el rendimiento de los colaboradores maximiza la producción.	**Variables Independientes** Método de corte y relleno ascendente	**Variables Independientes** Indicadores: Incorporación de nuevos estándares. Control de materiales e insumos. Eficiencia de los trabajadores.	**Variables Independientes** Informes sobre la mejora del control de materiales e insumos.

¿El excesivo uso de los materiales e insumos en las diferentes operaciones unitarias, generan un mayor costo a la empresa?	Dar un mejor uso de los materiales e insumos, para minimizar los costos.	Sería posible minimizar los costos con el uso adecuado de los materiales e insumos.			
¿Las condiciones y ambientes de trabajo limitan en cuanto al rendimiento del personal y deteriora los materiales de sostenimiento en stock?	Presentar ante los jurados el trabajo de tesis para optar el título profesional de ingeniero de minas.	Cuanto influye el ambiente de trabajo en cuanto al rendimiento de los trabajadores.			

Fuente: El tesista

ANEXO N° 02: Cartillas Geomecánicas

PODEROSA	CARTILLA GEOMECÁNICA (Rev.03)			
	LABORES DE EXPLOTACIÓN Y AVANCES			
Indice de Resistencia Geológica (GSI)	Condición Superficial (Golpes de picota)			
	Se Rompe	Se Rompe	Se Indenta	Se Indenta
ESTRUCTURA Grado de fracturamiento	Con 3 o mas Golpes de Picota	Con 1 o 2 Golpes de Picota	Superficialmente (<5 mm)	Mas de 5 mm.
Se basa en la cantidad de fracturas por metro cuadrado, medidos insitu con flexometro.	B	R	P	MP
	Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre
Condición Estructural - Fracturas/m²				
2 a 5 LF Levemente Fracturada	A LF/B A	B LF/R B	-	-
6 a 11 F Moderadamente Fracturada	B F/B B	B F/R C	C F/P D	-
12 a 20 MF Muy Fracturada	B MF/B C	C MF/R D	D MF/P E	E MF/MP F
>20 IF Intensamente Fracturada	-	D IF/R E	E IF/P F	F IF/MP F

TIPOS DE SOSTENIMIENTO
LABORES DE EXPLOTACIÓN (TJ, CH, SN)
(TEMPORALES < 1 AÑO)
BUZAMIENTO DE VETA > 45°

PARAMETROS GEOMECANICOS		ANCHO DE MINADO > 2.4m.	ANCHO DE MINADO <= 2.4m.
CALIDAD	RMR		
A	81-100	Split Set de 7' sistemático espaciado a 1.80m a sección completa	Puntal c/ jackpot sistemático espaciado a 1.8m en las cajas + split set sist. esp. 1.80m
B	61-80	Split Set de 7' sistemático espaciado a 1.50m a sección completa	Puntal c/ jackpot sistemático espaciado a 1.50m en las cajas + split set sist. esp. 1.50m
C	51-60	Split set sistematico esp. a 1.2m + malla electrosoldada a sección completa	Puntal c/ jackpot sist. esp. 1.30m en las cajas + split set sist. esp. a 1.20m en zona mineralizada
D	41-50	Pernos Helicoidales sistemático espaciado a 1.2m + malla electrosolada	Puntal c/ jackpot sist. esp. 1.0 m con guarda cabeza de enrejados
E	21-40	Cuadros de madera esp. 1.50 con guarda cabeza en direccion al minado	Cuadros de madera esp. 1.50 con guarda cabeza en direccion al minado
F	<20	Cuadros de madera esp. 1.00 con marchavantes en direccion al minado	Cuadros de madera esp. 1.0 con guarda cabezas en direccion al minado

BUZAMIENTO DE VETA < 45°

PARAMETROS GEOMECANICOS		ANCHO DE MINADO > 2.4M	ANCHO DE MINADO (1.5M A 2.4M)
CALIDAD	RMR		
A	81-100	Split set sist. long. según sección esp. a 1.5m reforzado con Wood Pack 2x2m sistemático esp. a 3.0m	Puntal sistemático espaciado a 1.80m Reforzar con Wood Pack 1x1 sistematico esp. 3.0m
B	61-80	Split set sist. long. según sección esp. a 1.5m reforzado con Wood Pack 2x2m sistemático esp. a 3.0m	Puntal sistemático espaciado a 1.50m Reforzar con Wood Pack 1x1 sistematico esp. 3.0m
C	51-60	Puntal de madera sistemático espaciado a 1.30m reforzado con woodpack (1X1m) sistemático esp. a 3.0m	Puntal sistemático espaciado a 1.30m Reforzar con Wood Pack 1x1 sistematico esp. 3.0m
D	41-50	Cuadros de madera esp. a 1.30m con guarda cabeza en dirección al minado reforzado con Cribbing sist. esp. 2.0m	Puntal sistemático espaciado a 1.3m Reforzar con Wood Pack 1x1 sistematico esp. 3.0m
E	21-40	Cuadros de madera esp. a 1.30m con guarda cabeza en dirección al minado reforzado con Cribbing sist. esp. 2.0m	Cuadros de madera espaciados a 1.30m con guarda cabeza en dirección al minado
F	<20	Cuadros de madera esp. a 1.00m con guarda cabeza en dirección al minado reforzado con Cribbing sist. esp. 2.0m	Cuadros de madera espaciados a 1.20m con guarda cabeza en dirección al minado.

TIPOS DE SOSTENIMIENTO
LABORES DE AVANCE (TEMPORAL< 1 AÑO)
(BP, VEN, ESCM)

PARAMETROS GEOMECANICOS		U.P. SANTA MARÍA - U.P. MARAÑÓN
CALIDAD	RMR	
A	81-100	Split Set ocasional
B	61-80	Split Set sistemático espaciados a 1.5m de acuerdo al estándar por sección de labor
C	51-60	Split Set + malla electrosoldada de acuerdo al estándar por sección de labor
D	41-50	P.H sistemático + malla electrosoldada de acuerdo al estándar
E	21-40	Cuadros de madera esp. 1.5m con guarda cabezas
F	<20	Cuadros de madera esp. 1.0m con guarda cabezas

LABORES DE AVANCE (PERMANENTE > 1 AÑO)
(CR, BP, RA, GL, VEN, ESCM, CH RC)

PARAMETROS GEOMECANICOS		U.P. SANTA MARÍA - U.P. MARAÑÓN
CALIDAD	RMR	
A	81-100	P.H. ocasional
B	61-80	P.H. ocasional
C	51-60	P.H. sistemático espaciados a 1.5m de acuerdo al estándar por sección de labor
D	41-50	P.H sistemático + malla electrosoldada de acuerdo al estándar
E	21-40	Shotcrete de 2" - 4" + P.H. + malla electrosoldada ó Cimbras metálicas espacicados a 1.5m con guarda cabezas
F	<20	Cimbras metálicas espaciados de 0.8 a 1.0m con guarda cabezas

CONSIDERACIONES PARA EL SOSTENIMIENTO

1.- **Longitud del perno a usar:**
De acuerdo a estandar por tamaño de sección.

2.- **Para instalacion de cuadros:**
Usar Redondos de 7"a 8"de diametro para sombrero,postes y tirantes de 5"a 6"

3.- **Para instalacion de Puntales:**
Usar Redondos de 7"a 8"de diámetro

4.- **Para espaciamiento entre puntales y cuadros:**
los espaciamientos indicados refieren a la luz interna entre puntales o cuadros.

5.- **Para zonas con eventos de relajamiento:**
Sostener con perno más malla electrosoldada o galvanizada al tope de la labor.

6.- **Cámara de bombeo, polvorín, refugio minero, comedores:**
Sostener con shotcrete más pernos sistemáticos.

7.- **CM DH, subestaciones, intersecciones, cámaras de izaje :**
Sostener con pernos sistemáticos más malla electrosoldada.

8.- **El tiempo de colocación del sostenimiento es inmediato.**

9.- **Con respecto a los métodos de explotación:**

VETAS CON BUZAMIENTOS	ANCHOS DE MINADO			
	Mayor a 2.4m		Menor a 2.4m	
	Calidad de roca (D, E, F)	Calidad de roca (A, B, C)	Calidad de roca (D, E, F)	Calidad de roca (A, B, C)
Mayor a 45°	Corte y Relleno Ascendente (perforación en breasting)	Corte y Relleno Ascendente (perforación en breasting)	Corte y Relleno Ascendente (perforación en breasting)	Corte y Relleno Ascendente (perforación en Realce)
Menor a 45°	Long Wall con P/V breastin para un cuadro	Long Wall con P/V breastin masivo	Long Wall con P/V breastin para un cuadro	Long Wall con P/V breastin masivo

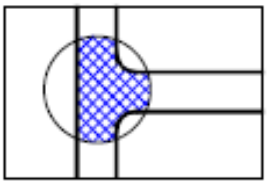
ELECCION DEL TIPO DE EXPLOSIVO

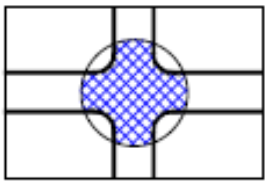
CALIDAD DE ROCA	TAJO	AVANCE
LF/B	EMULNOR 3000	ANFO EMULNOR 5000/3000
F/B LF/R		
F/R MF/R F/P	EMULNOR 3000/1000	EMULNOR 3000
MF/R F/P	EMULNOR 1000	EMULNOR 1000
MF/P MF/MP IF/P		
IF/MP		

FACTORES INFLUYENTES

ESTANDAR DE SOSTENIMIENTO CON MALLA EN INTERSECCIONES

CASO Nº 1
CRUCES





CASO Nº 2
BIFURCACIONES

Fuente: Departamento de Geomecanica CMPSA.

ANEXO N° 03: Estándar operativo de voladura en tajos

PODEROSA	**Estándar Operativo** **VOLADURA EN TAJOS**		
	Código: MIM-VOL-ESO-001	**Versión:00**	**U.E.A.:** **- PODEROSA DE TRUJILLO** **- LIBERTAD**
	Fecha elaboración:	**Página 1 al 3**	

OBJETIVO

Establecer los requerimientos necesarios para la voladura en labores horizontales, que permita minimizar los riesgos y realizar un trabajo eficiente y seguro.

2. ALCANCE

Es de aplicación a las actividades de voladura en labores horizontales, comprende a los trabajadores y supervisores de Compañía y Contratas que laboran en CMPSA.

3. REFERENCIAS LEGALES Y OTRAS NORMAS

3.1 D.S. Nº 024-2016-EM Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional. Art 234 al 237.

3.2 D.S. Nº 023-2017-EM Modifican diversos artículos y anexos del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, aprobado por D.S. Nº 024-2016-EM.

3.3 OSHAS 18001:2007 Requisito 4.4.6.

4. ESPECIFICACIONES DEL ESTÁNDAR

GENERALIDADES:

4.1 Todo trabajador que manipule explosivos y accesorios deberá contar con la licencia de la SUCAMEC vigente.

4.2 El carguío de los explosivos a los taladros deberá realizarse 45 minutos, antes de los

horarios de disparo establecidos.

4.3 Es obligación preparar el cebo con punzón de madera, cobre; asegurándose que coincida lo más cerca posible con el eje longitudinal del cartucho y haciendo que el fulminante tenga vista hacia la columna del explosivo.

4.4 Para el atacado de los cartuchos en los taladros se utilizará atacadores de madera. Está prohibido el uso de herramientas metálicas.

4.5 Los parámetros para el quemado de mecha lenta de un (1) metro son de ciento cincuenta (150) a doscientos (200) segundos o cincuenta (50) a sesenta (60) seg/pie. No deberá usarse mechas con defecto o con exceso a estos límites.

4.6 Deberá usarse longitudes de guía suficientes para permitir el encendido de toda la tanda de perforación y dejar un lapso adecuado para que el personal encargado de encender los tiros pueda ponerse a salvo. En ningún caso, se empleará guías menores a uno punto cincuenta (1.50) metros de longitud.

4.7 Es obligatorio el uso de conectores y mecha rápida a partir de veinte (20) taladros en labores secas; y en labores con filtraciones de agua a partir del chispeo de un (1) taladro.

4.8 Para iniciar la voladura primaria o secundaria se deberá emplear 02 guías armadas.

4.9 Antes del chispeo, se deberá coordinar con las labores aledañas y disparar en el horario establecido por la empresa.

4.10 Para el encendido de una tanda de tiros, el encargado estará siempre acompañado, por lo menos, por un ayudante con experiencia.

4.11 Se deberá cumplir los siguientes horarios de disparo:

- Disparo turno Día: 5:00 p.m. a 6:00 p.m.

- Disparo turno Noche : 5:00 a.m. a 5:30 a.m.
- Disparo con Autorización: 12:00 m. (Autorización especial).

4.12 Para los disparos especiales, se debe elaborar un PETAR, además debe considerarse en esta evaluación que el circuito de ventilación no afecte labores cercanas para controlar el riesgo de gaseamiento. La responsabilidad del disparo recae sobre el Jefe de Sección del turno, quien deberá solicitar la autorización a las Superintendencias de Mina y SST.

4.13 Estará prohibido el ingreso de personas hasta 30 minutos como mínimo después de efectuado la voladura.

4.14 Cuando haya falla de uno o más tiros se impedirá a toda persona el acceso a ese lugar hasta que hayan transcurrido por lo menos treinta (30) minutos.

4.15 Está prohibido extraer las cargas de los tiros fallados, debiendo hacerlas explotar por medio de nuevas cargas en cantidad necesaria colocadas en los mismos taladros. Se prohíbe hacer taladros en las vecindades de un tiro fallado o cortado.

4.16 Los disparos primarios sólo se harán al final de cada guardia, con un máximo de tres (3) disparos en veinticuatro (24) horas y, para reducir los efectos nocivos de la voladura, debe evaluarse el uso de las técnicas de precorte.

4.17 En las galerías, socavones y demás labores se efectuarán los disparos y voladuras tomando las necesarias precauciones para que se formen los arcos o bóvedas de seguridad. En caso de no lograrlo se procederá al desatado y sostenimiento de dichas labores.

4.18 En minas subterráneas, el transporte de explosivos desde los polvorines a los frentes de trabajo se debe hacer en recipientes independientes y en cantidades estrictamente

necesarias para su utilización inmediata. En caso de que el trabajador transporte el explosivo, el peso no debe exceder de veinticinco (25) kilogramos.

4.19 El trabajador responsable del traslado debe ser especializado y conocedor de todas las precauciones pertinentes en el manipuleo de sustancias explosivas, respetando una distancia mínima de diez (10) metros de trabajador a trabajador.

4.20 Los explosivos no usados en la voladura deberán ser devueltos inmediatamente a los polvorines provisionales.

4.21 El monitoreo de vibración en labores inestables por voladura deberá realizarse teniendo en cuenta el tipo de roca.

SISTEMA DE INICIO NO ELÉCTRICO UTILIZA TUBO "SHOCK":

4.22 Las conexiones u otros dispositivos de inicio deben asegurarse de una forma tal que no haya propagación interrumpida.

4.23 Las unidades hechas en fábrica deben utilizarse tal como están ensambladas y no deben cortarse, excepto que se permita un pequeño corte lateral en la línea guía troncal en condiciones secas.

SISTEMA DE INICIO UTILIZA CORDÓN DETONANTE:

4.24 Las conexiones deben ser bien hechas y mantenidas a ángulos rectos del circuito del cordón detonante.

4.25 Los detonadores deben sujetarse bien al lado del cordón detonante y estar dirigidas en dirección de procedencia de la detonación.

5. RESPONSABLES

5.1 Superintendente de Mina:

- Implementar el estándar y velar por su cumplimiento.
- Paralizar las operaciones o labores en situaciones de alto riesgo hasta que se haya eliminado o minimizado dichas situaciones riesgosas.

5.2 Superintendente Seguridad y Salud Ocupacional/Jefe de Seguridad:

-Verificar la implementación y el cumplimiento del estándar.

- Paralizar cualquier labor y/o trabajo en operación cuando identifique desviaciones del estándar que amenacen con la integridad del trabajador, maquinarias, instalaciones.

5.3 Jefe de Estándares y Procedimientos:

- Elaborar y revisar los estándares con los supervisores y trabajadores del área.

5.4 Jefe de Zona Mina de compañía /Ingeniero Residente de Contratas:

- Programar las capacitaciones sobre el estándar de voladura en labores horizontales.
- Establecer controles adecuados para asegurar el cumplimiento del estándar de voladura en labores horizontales.
- Paralizar las operaciones o labores en situaciones de alto riesgo hasta que se haya eliminado o minimizado dichas situaciones riesgosas.

5.5 Jefe de Guardia Mina/Supervisores Mina de Compañía y Contratas:

- Hacer cumplir el estándar en todas y cada una de las actividades unitarias de voladura en labores horizontales.

- Paralizar las operaciones o labores en situaciones de alto riesgo hasta que se haya eliminado o minimizado dichas situaciones riesgosas.

5.6 **Trabajador Minero:**

-Realizar el IPERC continuo.

-Cumplir con los parámetros y controles, establecidos en el presente estándar.

-Informar inmediatamente a su jefe de cualquier condición sub estándar que se presente en sus tareas.

6. FORMATOS, CONTROLES Y DOCUMENTACIÓN

6.1 Formatos

- Orden de trabajo
- IPERC Continuo

6.2 Estándares, Procedimientos y PETS, Manuales y Guías

- PETS de voladura
- 02.01 Voladura Subnivel sección de 1.20 m x 1.80m.
- 02.02 Voladura Galería, Cortada sección de 2.50 m x 2.50 m.
- 02.03 Voladura Galería, Cortada sección de 2.50 m x 2.70 m.
- 02.04 Voladura Galería, Cortada, Rampa sección de 3.00 m x 3.00 m.
- 02.05 Voladura Galería, Cortada, Rampa sección de 3.50 m x 3.50 m.
- 02.06 Voladura Galería, Cortada, Rampa de 4.50 m x 4.50 m.

7. REVISIÓN

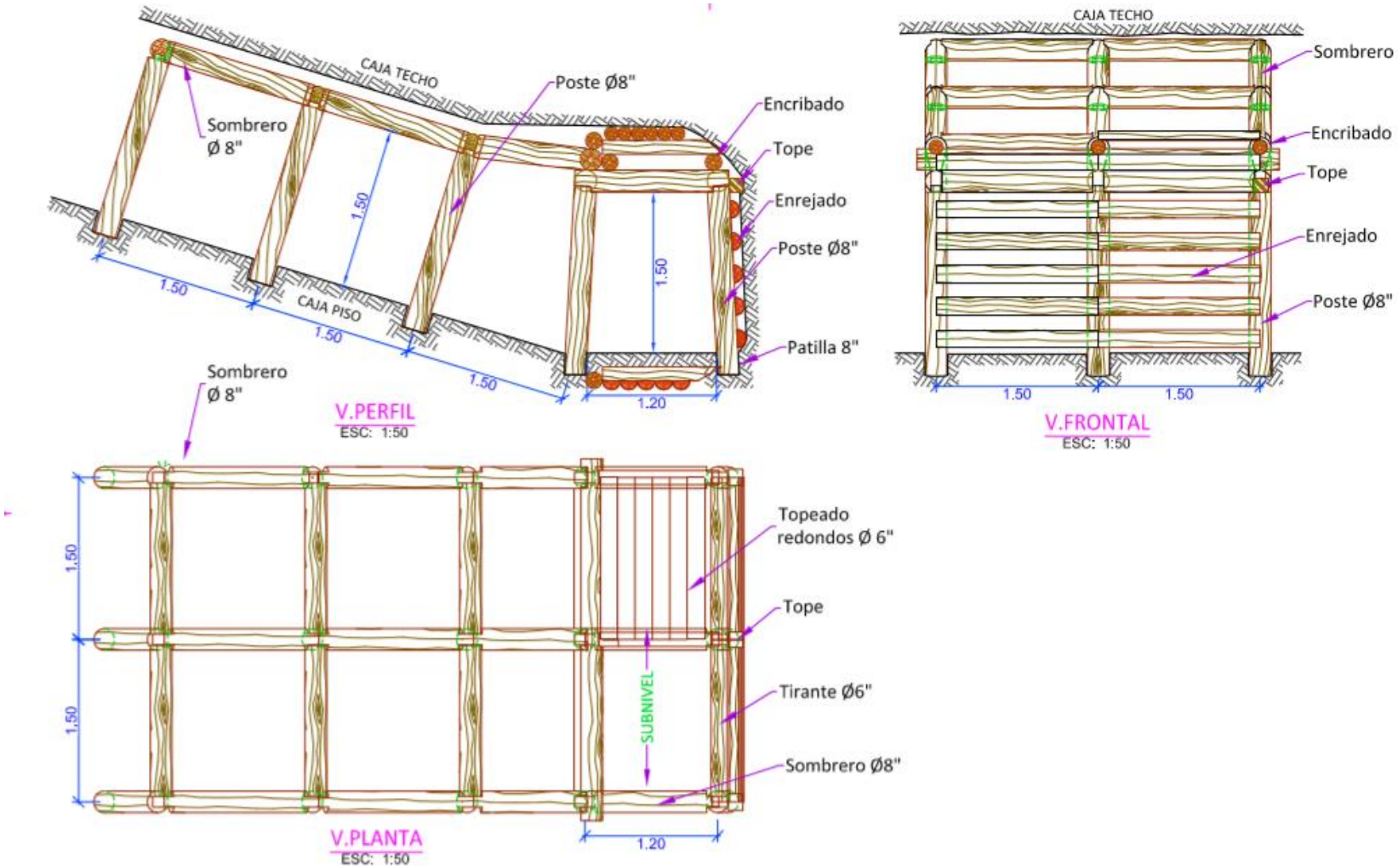
Anualmente o cuando se presenten modificaciones de la normativa legal, cambios en los

procesos, materiales, equipos o maquinaras, problemas potenciales que no se previeron durante el diseño o el análisis de la tarea.

N° Rev.	Fecha	Descripción del Cambio
00		Adecuación al D.S. 024-2010 EM.

ELABORADO POR:	REVISADO POR:	REVISADO POR:	APROBADO POR:
JEFE DE ESTANDARES Y PROCED. SUPERV. Y TRABAJ. DE AREA	SUPERINTENDENTE DE UNIDAD DE PRODUCCION	SUPERINTENDENTE DE SEGURIDAD	GERENTE DE OPERACIONES
Fecha de elaboración:			Fecha de aprobación:

ANEXO N° 04: Estándar de sostenimiento con cuadro cojo en tajos



Fuente: Departamento de Geomecanica CMPSA.