



FACULTAD DE INGENIERÍA

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

“PROPUESTA DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO MECANIZADO PARA INCREMENTAR LA PRODUCCIÓN EN MINA “LOURDES”, UEA PARCOY, CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A. 2016”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Bach. José Luis Ortiz Basauri
Bach. Alex Cirilo Siguenza Rodríguez

Asesor:

Ing. Víctor Eduardo Alvarez León

Cajamarca – Perú
2016

APROBACIÓN DE LA TESIS

El asesor y los miembros del jurado evaluador asignados, **APRUEBAN** la tesis desarrollada por los bachilleres **José Luis Ortiz Basauri** y **Alex Cirilo Siguenza Rodríguez**, denominada:

**“PROPUESTA DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO MECANIZADO PARA
INCREMENTAR LA PRODUCCIÓN EN MINA “LOURDES”, UEA PARCOY,
CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A. 2016”**

Ing. Víctor Eduardo Alvarez León
ASESOR

Ing. Roberto Severino Gonzales Yana
JURADO
PRESIDENTE

Ing. Gary C. Farfán Chilicaus
JURADO

Ing. Wilder Chuquiruna Chávez
JURADO

DEDICATORIA

Quiero dedicar esta tesis a mi esposa Narda y mis hijos José Fabián y Diego Sebastián, porque ellos han dado razón a mi vida.

A mis padres Rafael y Margarita, por sus consejos y su apoyo incondicional.

A mis hermanos Leticia, Marina, Dora, Rafael Sonia y Juan Carlos, que más que hermanos son mis verdaderos amigos.

A toda mi familia que es lo mejor y más valioso que Dios me ha dado.

José Luis Ortiz Basauri

A mi madre Sarita por su incansable amor.

A mi familia por su apoyo incondicional, por su comprensión, por ser la fuerza que me empuja siempre hacia adelante.

A mi Hija Jazmín y mi Hermana Alicia por su ayuda incondicional sin la cual tal vez no hubiese sido posible esto.

Alex Cirilo Siguenza Rodríguez

AGRADECIMIENTO

Gracias a Dios permitirnos tener y disfrutar a nuestras familias, gracias a nuestras familias por apoyarnos en cada decisión y proyecto, y a la vez por permitirnos cumplir con excelencia en el desarrollo de nuestra carrera profesional. .

A nuestros compañeros, quienes día a día nos incentivaron a fin de alcanzar nuestras metas.

A Consorcio Minero Horizonte, por el apoyo prestado para la realización del presente trabajo, brindándonos el total respaldo de sus colaboradores y los recursos a disposición, por la capacitación continua en busca de mejora en los procesos productivos.

Nuestro más sincero agradecimiento al Ing. Víctor Eduardo Alvarez León, por su orientación para el desarrollo de la presente tesis.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

APROBACIÓN DE LA TESIS.....	ii
DEDICATORIA.....	iii
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE DE CONTENIDOS	v
ÍNDICE DE TABLAS.....	vii
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
RESUMEN.....	ix
ABSTRACT	x
CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....	11
1.1. Realidad problemática	11
1.2. Formulación del problema.....	13
1.3. Justificación.....	13
1.4. Limitaciones	14
1.5. Objetivos	14
1.5.1. <i>Objetivo General</i>	14
1.5.2. <i>Objetivos Específicos</i>	15
CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO	16
2.1. Antecedentes	16
2.2. Bases Teóricas.....	18
2.3. Definición de términos básicos	386
CAPÍTULO 3. HIPÓTESIS.....	40
3.1. Formulación de la hipótesis	40
3.2. Operacionalización de variables	40
CAPÍTULO 4. MATERIAL Y MÉTODOS.....	42
4.1. Tipo de diseño de investigación.....	42
4.2. Material.....	42
4.2.1. <i>Unidad de estudio</i>	42
4.2.2. <i>Población</i>	42
4.2.3. <i>Muestra</i>	42
4.3. Métodos.....	42
4.3.1. <i>Técnicas de recolección de datos y análisis de datos</i>	42
4.3.2. <i>Procedimientos</i>	43
CAPÍTULO 5. DESARROLLO.....	44
CAPÍTULO 6. RESULTADOS	67

CAPÍTULO 7. DISCUSIÓN	72
CONCLUSIONES.....	73
RECOMENDACIONES	74
REFERENCIAS.....	75
ANEXOS.....	76

ÍNDICE DE TABLAS

	pág.
Tabla n° 1. Producción proyectada con aplicación del método corte y relleno mecanizado	11
Tabla n° 2. Comparativo de Tiempos de Ciclo: Métodos Corte y Relleno Convencional (CRC) y Corte y Relleno Mecanizado (CRM).....	13
Tabla n° 3. Comparativo de Longitud de Perforación y % de Efectividad Métodos Corte y Relleno Convencional (CRC) y Corte y Relleno Mecanizado (CRM)	13
Tabla n° 4. Inclusión fluida sobre oro Mesotermal de la Provincia de Patáz.	20
Tabla n° 5. Cuadro comparativo de los métodos de explotación.....	36
Tabla n° 6. Inventario Anual de Reservas y Recursos Minerales a Junio de 2015.....	46
Tabla n° 7. Reservas probadas obtenidas del Minesight con Interactive Planner (IP)	47
Tabla n° 8. Costo de labores de preparación.....	50
Tabla n° 9. Criterios de aplicabilidad del método de explotación	51
Tabla n° 10. Geomecánica y patrón de sostenimiento de Consorcio Minero Horizonte	52
Tabla n° 11. Geomecánica: distancias mínimas y FS sin sostenimiento.....	55
Tabla n° 12. Rendimiento y costos de los equipos de carguío y acarreo	66
Tabla n° 13. Productividad del método corte y relleno mecanizado en Mina Lourdes	67
Tabla n° 14. Cronograma de inversiones Avances - proyecto explotación mecanizado con rampas basculantes	69
Tabla n° 15. Cronograma de inversiones Producción - proyecto explotación mecanizado con rampas basculantes	69
Tabla n° 16. Cronograma de producción corte y relleno mecanizado	70
Tabla n° 17. Flujo de caja económico corte y relleno mecanizado	71

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura n° 1 Comportamiento de la producción estimada y ejecutada para el año 2015 – Mina Lourdes de la UEA Parcoy.	12
Figura n° 2. Método Corte y relleno ascendente convencional.	17
Figura n° 3. Método Corte y relleno descendente convencional.	18
Figura n° 4. Mapa geológico generalizado de la franja aurífera de Patáz, La Libertad - Perú.	22
Figura n° 5. Columna Lito estratigráfica del Área de Parcoy, Patáz, La Libertad - Perú	25
Figura n° 6. Sistema de veta Lourdes.	33
Figura n° 7. Método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado.....	35
Figura n° 8. Comportamiento de la producción proyectada para el año 2015 – Mina Lourdes	40
Figura n° 9. Ubicación geográfica de la UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte.	45
Figura n° 10. Modelo de bloques del área donde se va a desarrollar el proyecto	47
Figura n° 11. Vista lateral diseño del método de explotación con rampas basculantes mecanizado con labores de servicios	58
Figura n° 12. Vista longitudinal diseño del método de explotación 3D	59
Figura n° 13. Vista lateral diseño del método de explotación 3D	60
Figura n° 14. Vista en Planta proyecto de explotación con rampas basculantes	61
Figura n° 15. Vista Isométrica del Proyecto Explotación Mecanizada en Lourdes Niveles 2330 – 2430 3D.	62

RESUMEN

El presente trabajo se desarrolla en base a un proyecto de cambio de método de explotación minera subterránea.

En la Mina Lourdes, ubicado en el nivel 2430 en la Zona Norte, de la Unidad Económica Administrativa Parcoy de la Compañía Minera Consorcio Minero Horizonte S.A. se planeó inicialmente extraer el mineral con el método de minado de uso común en la mayoría de tajos que conforman la mina: el método de Corte y Relleno Ascendente Convencional. Sin embargo, la producción planeada no estaba siendo cumplida y se pronosticaba que esta situación no mejoraría. Es por ello que se contempló la alternativa de proponer el método de minado de Corte y relleno mecanizado, con el fin de cumplir con la producción programada. Este método posee la ventaja de obtener mayor producción en un menor tiempo.

En el proyecto se analizan y comparan diferentes variables técnicas y económicas entre ambos métodos, análisis geomecánicos y comparaciones económicas que se presentan en las fases de preparación y extracción.

Se muestran tablas que ilustran adecuadamente los cálculos que este proyecto comprende. Así mismo, se incluyen los planos y figuras concernientes.

ABSTRACT

The present work is developed based on a project of change of underground mining method.

At the Lourdes Mine, located at level 2430 in the North Zone, Parcoy Administrative Economic Unit of the Minera Consorcio Minero Horizonte S.A. Company, was initially planned to extract the ore using the commonly used mining method in most of the pits that make up the mine: the Conventional Ascending Cut and Fill method. However, the planned production was not being fulfilled and it was predicted that this situation would not improve. This is why we considered the alternative of proposing the mine method of Cut and fill mechanized in order to comply with the programmed production.

At the project we analyze and compare different technical and economic variables between both methods, geomechanical analysis and economic comparisons that are presented in the preparation and extraction phases.

Tables are shown that adequately illustrate the calculations that this project comprises. The plans and figures concerned are also included.

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

En la Mina "Lourdes", ubicado en el nivel 2430 en la Zona Norte, de la Unidad Económica Administrativa Parcoy de la Compañía minera Consorcio de Minero Horizonte S.A., se planeó inicialmente extraer el mineral con el método de minado Corte y Relleno Convencional como en la mayoría de tajos que conforman la mina. Sin embargo, la producción planeada no estaba siendo cumplida y se pronosticaba que esta situación no mejoraría. Es por ello que se contempló la alternativa de aplicar el método de minado Corte y Relleno Mecanizado con el fin de elevar la producción proyectada hasta 2,589 TM/día.

Tabla n° 1: Producción proyectada con aplicación del método corte y relleno mecanizado.

AÑO 2015 MES	PROGRAMADO ACTUALMENTE TM/día	EXPLOR. CONVENCIONAL EJECUTADA TM/día	EXPLORACION MECANIZADA PROYECTADA TM/día
ENE	420	280	2,589
FEB	420	320	2,589
MAR	420	310	2,589
ABR	420	290	2,589
MAY	420	380	2,589
JUN	420	350	2,589
JUL	420	305	2,589
AGO	420	365	2,589
SEP	420	345	2,589
OCT	420	315	2,589
NOV	420	360	2,589
DIC	420	340	2,589

Fuente: UEA. PARCOY

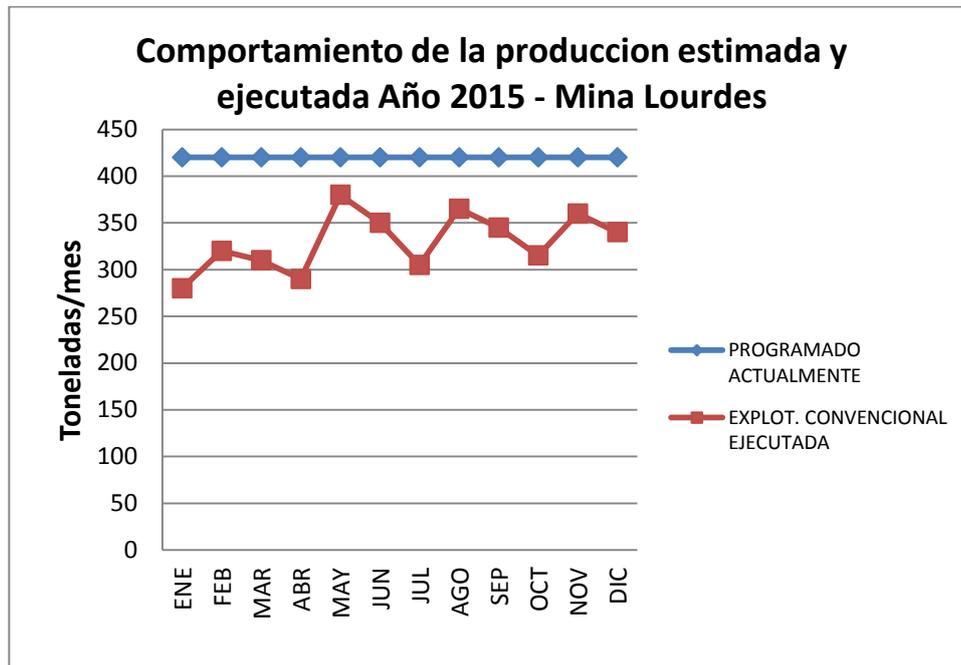


Figura n° 1: Comportamiento de la producción estimada y ejecutada para el año 2015 –
Mina Lourdes de la UEA Parcoy.

Fuente: Elaboración Propia

Las causas de que la producción estimada no se alcance fueron:

- a. Falta de tiempo para completar el ciclo, se dan casos que solo se limpia y se sostiene parcialmente completando el sostenimiento la siguiente guardia.
- b. La voladura por no ser paralela desestabiliza las cajas y techo elevándolos lo que toma hasta 3 guardias sostenerlo por las condiciones del terreno.
- c. Los disparos afectan los cuadros del tope desestabilizándolos que obliga poner puntales y ni bien se pueda arreglar el cuadro dañado, retrasando el ciclo.
- d. Fallas en el winche de limpieza, poleas, rondanas y el cable de acero que generan retrasos en el ciclo de limpieza.
- e. Disparos sopladados y disparos que salen parcialmente dejando taco.
- f. Cambio de piso toma hasta 3 días en el cual se produce un 25 % producto de avanzar la chimenea.
- g. El traslado de materiales al tajo como madera, tuberías, tablas, cantoneras es tedioso y toma tiempo por hacerse por la chimenea de acceso, tiempo en el cual no se programa ningún tipo de trabajos en el tajo y por ende no hay producción.
- h. Se dan casos que sopla la barrera de relleno hidráulico desestabilizando el tajo y la chimenea de acceso y hay que reforzar y/o arreglar el sostenimiento por la gran cantidad de agua sale del relleno, también inunda la galería principal generando retrasos de hasta 4 días.

- i. Cuando están chuteando el mineral de la tolva les gana el mineral al piso generando retraso de media guardia en la extracción del mineral.

Tabla n° 2. Comparativo de Tiempos de Ciclo: Métodos Corte y Relleno Convencional (CRC) y Corte y Relleno Mecanizado (CRM).

ACTIVIDAD	CRC	CRM
Perforación	3.5 a 4.0 hr	1.5 a 2.0 hr.
Limpieza	3.0 a 4.0 hr.	1.0 a 1.5 hr.
Sostenimiento	2.0 a 2.5 hr.	0.5 a 1.5 hr

Fuente: Elaboración Propia

Tabla n° 3. Comparativo de Longitud de Perforación y % de Efectividad: Métodos Corte y Relleno Convencional (CRC) y Corte y Relleno Mecanizado (CRM).

FACTOR	CRC	CRM
Longitud de Perforación (pies)	6 a 8	10 a 14
% de Efectividad	83	90

Fuente: Elaboración Propia

Como se puede ver en las tablas 2 y 3 los ciclos operativos en el método mecanizado son de menor tiempo lo que nos permite tener más tiempo para solucionar los imprevistos operativos que siempre se presentan y concluir con el ciclo de minado, también el rendimiento de perforación y la longitud de perforación es mayor.

1.2. Formulación del problema

¿La propuesta del método de explotación de Corte y Relleno Mecanizado incrementará la producción en mina "Lourdes", UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte?

1.3. Justificación

1.3.1 Justificación teórica

La presente investigación, tiene por finalidad contribuir con la ampliación de información existente sobre la aplicación del método de corte y relleno mecanizado en minería metálica.

1.3.2 Justificación aplicativa o práctica

La presente tesis tiene como propósito determinar que el método Corte y Relleno Mecanizado es el más adecuado, que permita optimizar el proceso de explotación en el nivel 2430, para lograr eficiencia en el proceso de minado, incrementar la producción y generar valor económico.

1.3.3 Justificación valorativa

Debido a que se necesita incrementar la producción de mineral de la mina Lourdes con la extracción del cuerpo mineralizado, el estudio técnico económico del proyecto va a permitir tomar decisiones que genere valor económico y optimice los procesos.

1.3.4 Justificación académica

Aplicar los conocimientos adquiridos en nuestra formación universitaria en el campo de la minería. Esta tesis va a ser una guía para todos aquellos estudiantes, egresados y profesionales, que busquen información sobre el método de corte y relleno mecanizado.

1.4. Limitaciones

La falta de apoyo de la Gerencia de la empresa.

El transporte y la distancia de casi 18 horas que existe desde la ciudad de Cajamarca hacia la mina.

1.5. Objetivos

1.5.1. Objetivo General

Aplicar el método de explotación Corte y Relleno Mecanizado para incrementar la producción de mineral en Mina Lourdes, UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte.

1.5.2. Objetivos Específicos

- Determinar las reservas probadas, condiciones geomecánicas para diseño de tajeos, potencia diluida promedio, ley diluida promedio y productividad del método.
- Diseñar el método a aplicar en las labores dentro de mina.
- Determinar los costos en preparaciones del Corte y Relleno Mecanizado.
- Determinar los costos del método Corte y Relleno Mecanizado.
- Demostrar económicamente la aplicación del método de corte y relleno mecanizado en Mina Lourdes.

CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes históricos de Consorcio Minero Horizonte

En el periodo preincaico es posible que se hayan explotado algunas minas en vetas, además de lavaderos. La región aurífera de Patáz se encontraba dentro de los límites de la Cultura Chimú, que como es arqueológicamente conocido, utilizaron el oro principalmente para artículos religioso-sacramentales (Tipe, 2004).

En los albores del siglo XX el ingeniero Polaco Tarnawiecki se establece en la zona de Parcoy a fin de realizar diversos trabajos topográficos y geológicos, que le permitieron reconocer la mineralización del área comprendida entre Patáz y el cerro El Gigante (Tipe, 2004).

Desde 1934 hasta 1960, Eulogio Fernandini, fundador del Sindicato Minero Parcoy desarrolló en el área la mina subterránea más grande del país, la cual se convirtió en pionera del proceso de cianuración. El sindicato dejó de operar en el año 60, al agotarse los recursos minerales que podía explotarse económicamente con la tecnología de la época (Tipe, 2004).

En 1978, Rafael Navarro Grau y Jaime Uranga deciden procesar los relaves del área y fundan el Consorcio Minero Horizonte, a pesar de que ellos eran empresarios agrarios y no mineros. Para la realización de sus proyectos adquieren los derechos mineros que correspondían al sindicato y posteriormente tramitan nuevos petitorios. Actualmente el Consorcio Minero Horizonte posee más de veinticinco mil hectáreas de petitorios en la zona (Tipe, 2004).

Actualmente, Consorcio Minero Horizonte (CMH) opera una mina subterránea con una producción diaria de 1300 TMH y 13.5 gr/ton ley de cabeza, con capacidad de tratamiento de 1150 TMS. Actualmente es el segundo productor de oro en minería aurífera subterránea siendo su producción en finos de 400 kg/mes (Tipe, 2004).

La explotación del mineral es realizada con 02 métodos de explotación con sus respectivas variantes aplicados cada uno de acuerdo a las características de la veta, estos son: Corte y relleno ascendente convencional, Corte y relleno descendente convencional.

Corte y Relleno Ascendente Convencional

Este método se aplica en las minas Milagros, Lourdes niveles superiores al 2430, Candelaria, y Rosa donde las vetas tienen un buzamiento entre 45° y 60° con una potencia de veta de 1.2 m en promedio. Se desarrolla a partir de la galería dejando un puente de mineral y el corte es en forma ascendente. La limpieza del mineral roto se realiza con winches eléctricos hasta las chimeneas donde se realiza el chuteo por medio de las tolvas.

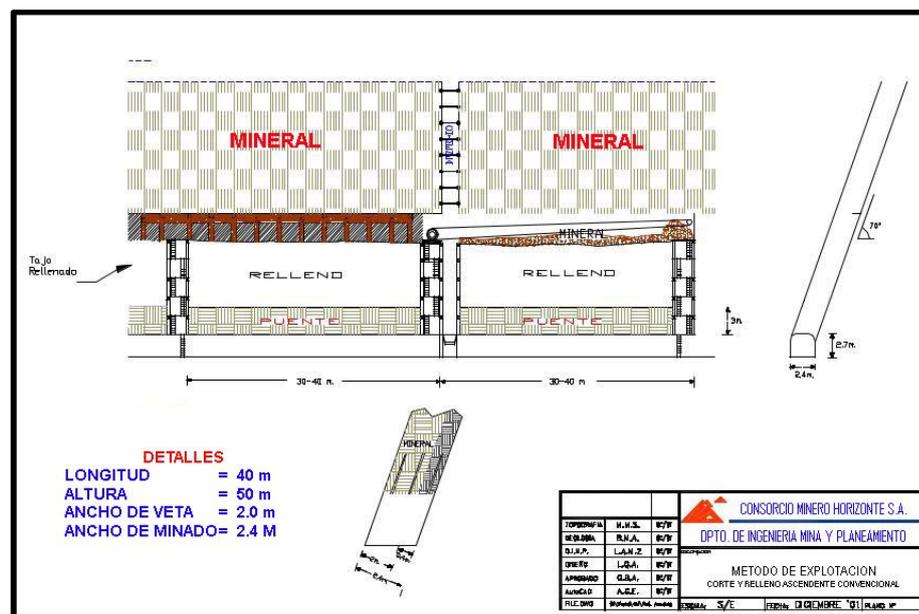


Figura n° 2: Método Corte y relleno ascendente convencional.

Fuente: Tipe Quispe (2004).

Corte y Relleno Descendente Convencional

Este método se aplica en las minas Rumpuy y Milagros, donde la veta tiene un buzamiento entre 50° y 70° y potencias de 2.5m en promedio, con cajas completamente incompetentes. La preparación se realiza con una chimenea en estéril a partir de una galería inferior, la rotura de mineral se realiza con un primer corte superior en subnivel y a partir de ésta en forma descendente. Una vez agotado el corte

se coloca una loza de concreto y se rellena con relleno hidráulico, el siguiente corte se realiza teniendo como techo la loza de concreto.

La limpieza se realiza con winches eléctricos hacia los buzones que se ubican en la parte inferior

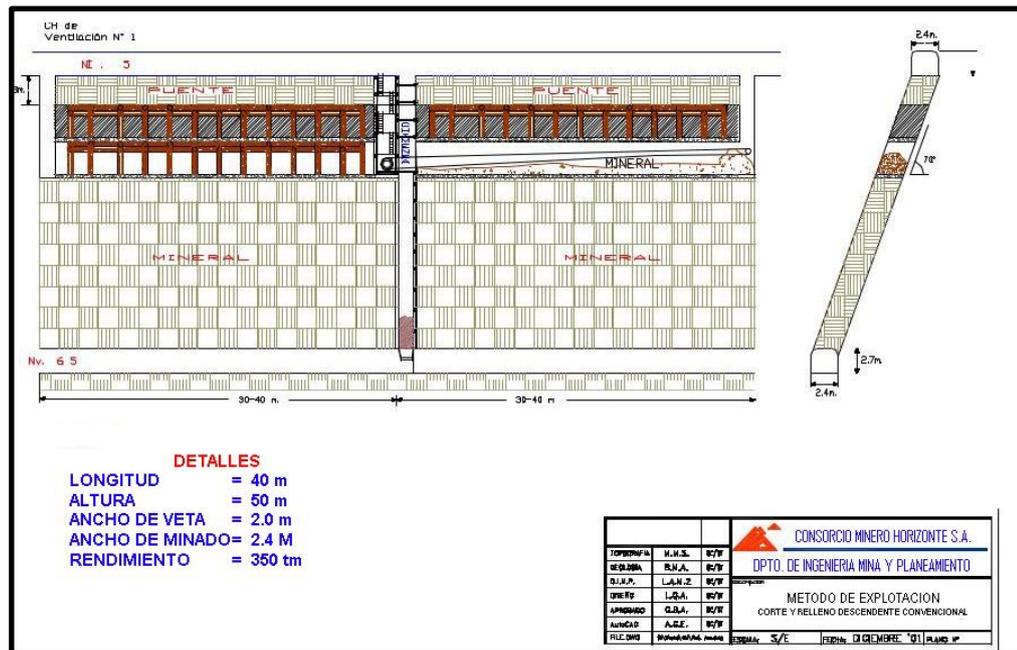


Figura n° 3: Método Corte y relleno descendente convencional.

Fuente: Tipe Quispe (2004).

El método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, se aplicará en veta Lourdes, nivel 2330 - 2430, donde esta veta tienen un buzamiento de 65° y 75° y potencias de 2 m en promedio.

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. Batolito de Patáz como roca huésped

2.2.1.1. Contexto general

El Batolito de Patáz es considerado el más grande de la región norte del Perú, se le estima de edad Paleozoica de acuerdo al análisis de K/Ar el cual reportó 321 millones de años (Miranda C.,1997) correspondiendo al Mississippiano superior del Carbonífero inferior; se le ha podido reconocer desde el Noreste de Patáz hasta el sureste de Tayabamba es decir unos 150 Km. y tiene una forma lenticular al

sur como al norte, esta geometría es observada en superficie estando limitada por la vegetación y la inaccesibilidad de algunos afloramientos, aún falta por reconocer lo que está cubierto por el Complejo Marañón (Tapia, 2008).

Asimismo este batolito se encuentra seccionado por grandes fallas de rumbo N70°W con tendencia al E-W que genera en su mayoría desplazamientos sinestrales y en menor proporción desplazamientos dextrales, dando la apariencia de apretamientos y aperturas del macizo hasta alcanzar 8 Km. como sucede en la zona de cerro el Gigante y zona de Potacas. En un análisis regional este batolito debería de corresponder a una secuencia de emplazamiento de batolitos tanto al sur como al norte, así pues, se tiene el batolito de Oxapampa en el departamento de Cerro de Pasco que posee casi las mismas características litológicas, y por el norte hasta el Ecuador, en ambos casos falta por realizar mayores estudios litológicos y cronológicos. Asimismo, se determina que la gran falla o fractura que dió origen a las pulsaciones magmáticas fue de tipo normal formado durante el periodo de distensión de la fase final de la tectónica Eohercínica, esto generó grandes fallas de carácter regional los cuales habrían servido de conducto para el emplazamiento del batolito, esta falla tendría una orientación N-S hacia N-NW siendo rellenada por material de naturaleza calco alcalina como la granodiorita, la cual es la roca predominante en este batolito y al mismo tiempo es gran huésped de mineralización (Tapia, 2008).

El interés económico se plasma en estructuras tipo vetas, rellenas de cuarzo, pirita aurífera, y sulfuros de metales bases como la galena y la esfalerita en menor grado. Estas vetas obedecen a un sistema complejo de formación estructural siendo el "lazo cimoiide multiple" a escala distrital la que predomina en el yacimiento y las formas geométricas "tipo rosario" a una escala menor, producto de la

intensidad en el cizallamiento de las vetas y sus posteriores emplazamientos de mineral (Tapia, 2008).

2.2.1.2. Consideraciones referidas a la génesis petrológica del Batolito de Patáz

Los depósitos asociados al magmatismo calco alcalino (granodioritas, tonalitas, dioritas, etc.) son depósitos endógenos que ocurren relacionados a procesos pegmatíticos, neumatolíticos e hidrotermales dando lugar a la forma de estructuras filoneanas de Fe, Cu, Pb, Zn, Ag, Au, W, Mo y Be; estos depósitos ocurren principalmente relacionados a Arcos Magmáticos, en los Arcos Insulares o Márgenes Continentales. Los Arcos Magmáticos están constituidos principalmente por magma calco alcalino y puede subdividirse en 2 series.

- Tipo I (ígneo) el cual se origina por fusión parcial del manto.
- Tipo S (sedimentario) la cual se origina por fusión parcial de la Corteza Continental (anatexia).

En ambos casos se desarrolla la diferenciación magmática con tendencia a la formación de rocas graníticas (Tapia, 2008).

2.2.1.3. Series Magmáticas correspondiente al Batolito de Patáz

El Batolito de Patáz en la zona de Parcoy consta preferentemente de rocas del tipo granodiorita, la cual proviene de un magmatismo calco alcalino el cual presenta las siguientes características.

Tabla n° 4: Inclusión fluida sobre oro Mesotermal de la Provincia de Patáz.

	SERIE I	SERIE II
Variación Composicional	alta	baja
87Sr / 86Sr	menor a 0.706	mayor a 0.706
Al ₂ O ₃ / C ₂ O + Na ₂ O + H ₂ O	menor 1.1	mayor 1.1
N ₂ O / K ₂ O	alto	bajo
Fe(CO ₂) en magma	alto	bajo
Fe ³⁺ /Fe ²⁺	alto	bajo
minerales típicos	Magnetita, Esfena y Homblenda	Ilmenita, Muscovita y Monacita
Metales Típicos	Cu, Mo	Sr, W
Origen del magma	Manto tipo (I)	Corteza Cont. tipo (S)

Fuente: Haeberlin Y.et al. 2000.

Haeberlin Y.et al. 2000, califica al Batolito de Patáz como tipo calco-alcalino serie I.

En la tabla n° 4 se puede observar que la provincia minera de Patáz posee alto contenido de fierro, su relación baja de K_2O / Na_2O , su riqueza en magnetita, esfena con presencia de Hornblenda determina a este Intrusivo de Patáz como Tipo "I". Las características del tipo "S" como granates, cordierita, y un alto contenido de K_2O están ausentes en Patáz.

Se distingue dos secuencias de roca granítica una de las cuales se caracteriza por la presencia de hasta 2% de magnetita, mientras que la otra casi no contiene minerales opacos (alrededor de 0.1 % de ilmenita y prácticamente carente de magnetita). El Batolito de Patáz constituye una serie tipo magmática no solo por el predominio de este accesorio opaco sino por la presencia de allanita y fugacidad de O_2 que da como resultado una alta relación de $Fe_2O_3 // FeO$ en los silicatos y concentraciones de azufre en los fluidos residuales por lo que gran parte de los yacimientos metálicos de sulfuros y auríferos se relacionan con este metal (Cornejo F., 1996).

A lo largo del Batólito (210 km), se conocen varias minas en operación y otras abandonadas, destacando de Sur a Norte, Bloque Huaquillas: Mina La Estrella; Bloque Buldibuyo: Mina MARSÁ, Alaska y El Gigante; Bloque Parcoy: Consorcio Minero Horizonte; Bloque Pías: Minas Culebrillas, Ariabamba; Bloque Patáz: Mina Poderosa, El Tingo, La Lima y Papagayo. Es importante destacar que los bloques Buldibuyo (Sur) y Pías, Patáz (Norte) contienen estructuras de muy bajo ángulo de buzamiento (20 - 40° E), mientras que en el bloque Parcoy (Central), las estructuras tienen altos ángulos de buzamiento (50 - 80° E) variación de Este a Oeste (Ver Figura n° 4). Esta diferencia debida posiblemente a movimientos diferenciados de

los bloques post mineralización, que por basculamiento pudieran estar presentando actualmente un buzamiento diferente al original previo al basculamiento (Tipe, 2004).

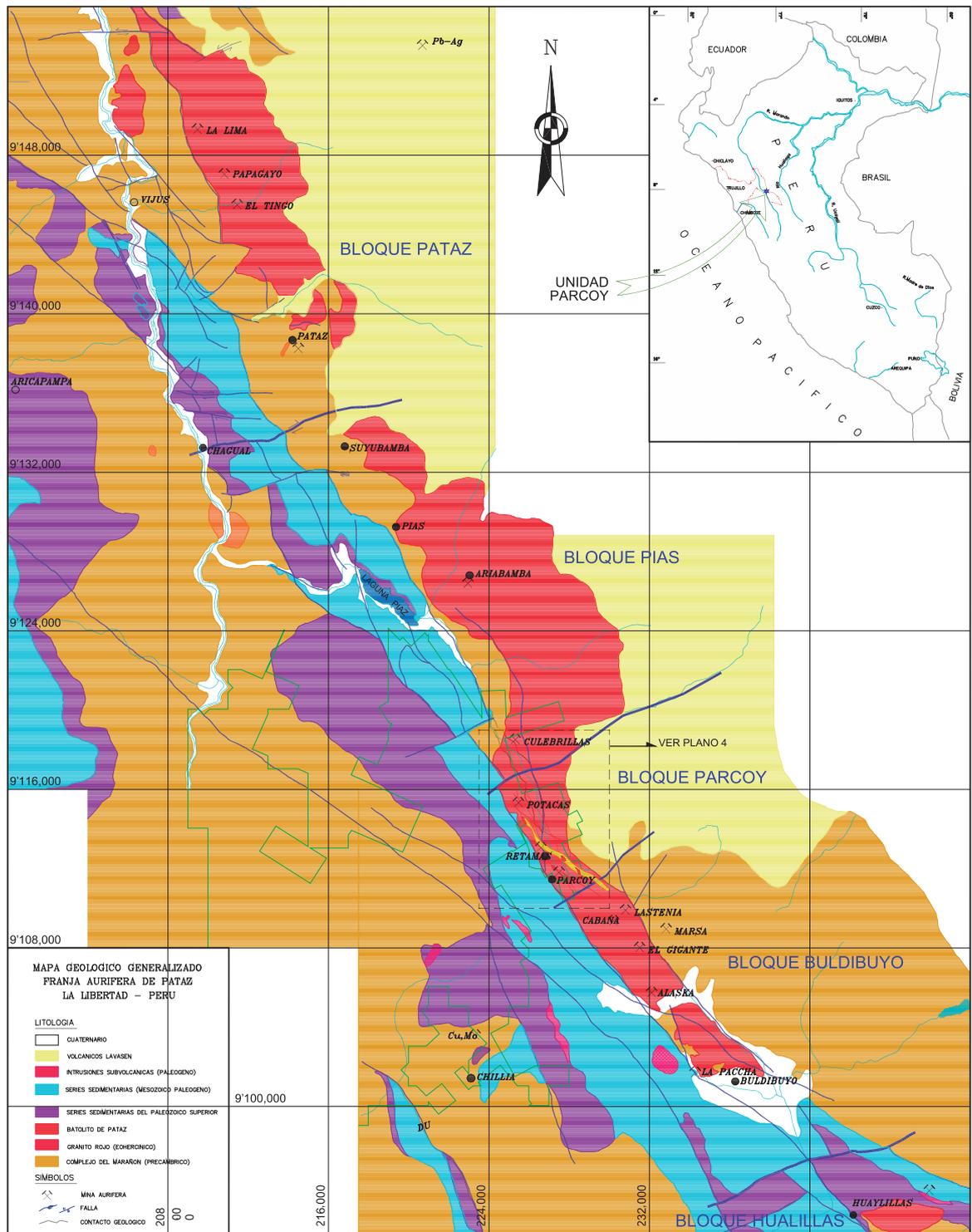


Figura n° 4: Mapa geológico generalizado de la franja aurífera de Patáz, La Libertad-Perú.

Fuente: Tipe (2004).

2.2.2. Geología regional

2.2.2.1. Geomorfología

Fisiográficamente el yacimiento se encuentra en el flanco occidental de la Cordillera Central, en la unidad de valles interandinos, según Wilson (1,964), se observan valles agudos y quebradas profundas que se han formado por la erosión glaciaria y fluvial, las que están en procesos de estabilización.

El drenaje principal está conformado por el río Parcoy, que drena hacia el Noreste, pasando por la Laguna Pías, para luego desembocar al río Marañón, el que finalmente llega al río Amazonas.

2.2.2.2. Litología

Regionalmente la geología del distrito está dominada por tres franjas (fajas): El basamento Precambriano del Complejo Marañón al Este, **el Batolito de Pataz del Carbonífero**, y los estratos deformados del Pérmico - Cenozoico al Oeste.

El complejo basal de Marañón consiste de meta sedimentos pizarrosos a esquistosos y rocas meta volcánicas y exhibe plegamiento complejo y formación de clivajes. Los estratos del Pérmico al Cenozoico están plegados en pliegues parados hasta volcados convergiendo hacia el oeste cerca del contacto con el batolito, pero más al oeste son homoclinales.

La Historia Geológica de la región consta de eventos sedimentarios que van del Precámbrico hasta el reciente, afectados por intrusiones de diversos tipos, composiciones así como de edades.

2.2.2.3. Estratigrafía

La Geología de la zona está vinculada a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera Andina del Norte del Perú, la cual está

formada por la superposición de tres ciclos orogénicos, el Precámbrico, el Hercínico y el Andino.

El Precambriano corresponde a las rocas del **Complejo Maraón** y está formado por fillitas, mica esquistos y meta volcánicos. El Hercínico está formado por las pizarras de la **Formación Contaya**. El plegamiento Eohercínico sucede en un periodo de distensión con la formación de una cuenca intramontañosa que es rellena por rocas del **Grupo Ambo**, en el Permiano superior tenemos una acumulación volcánica andesítica conocida como **Volcánico Lavasén**, que tiene una amplia distribución en las partes altas de Parcoy principalmente al Este, margen derecha del río Parcoy. Una fase Epirogenética genera una emersión y la acumulación de las rocas ferruginosas del **Grupo Mitu**.

La sedimentación del ciclo Andino que es más notoria en la Cordillera Occidental, comienza con las calizas del **Grupo Pucará**, cubiertas posteriormente por areniscas del **Grupo Goyllarisquizga**, calizas de la **Formación Crisnejas** y por las capas rojas de la **Formación Chota**. Finalmente se encuentran depósitos aluviales, coluviales y fluviales del **Cuaternario Reciente** (ver Figura n ° 5: Columna Lito Estratigráfica).

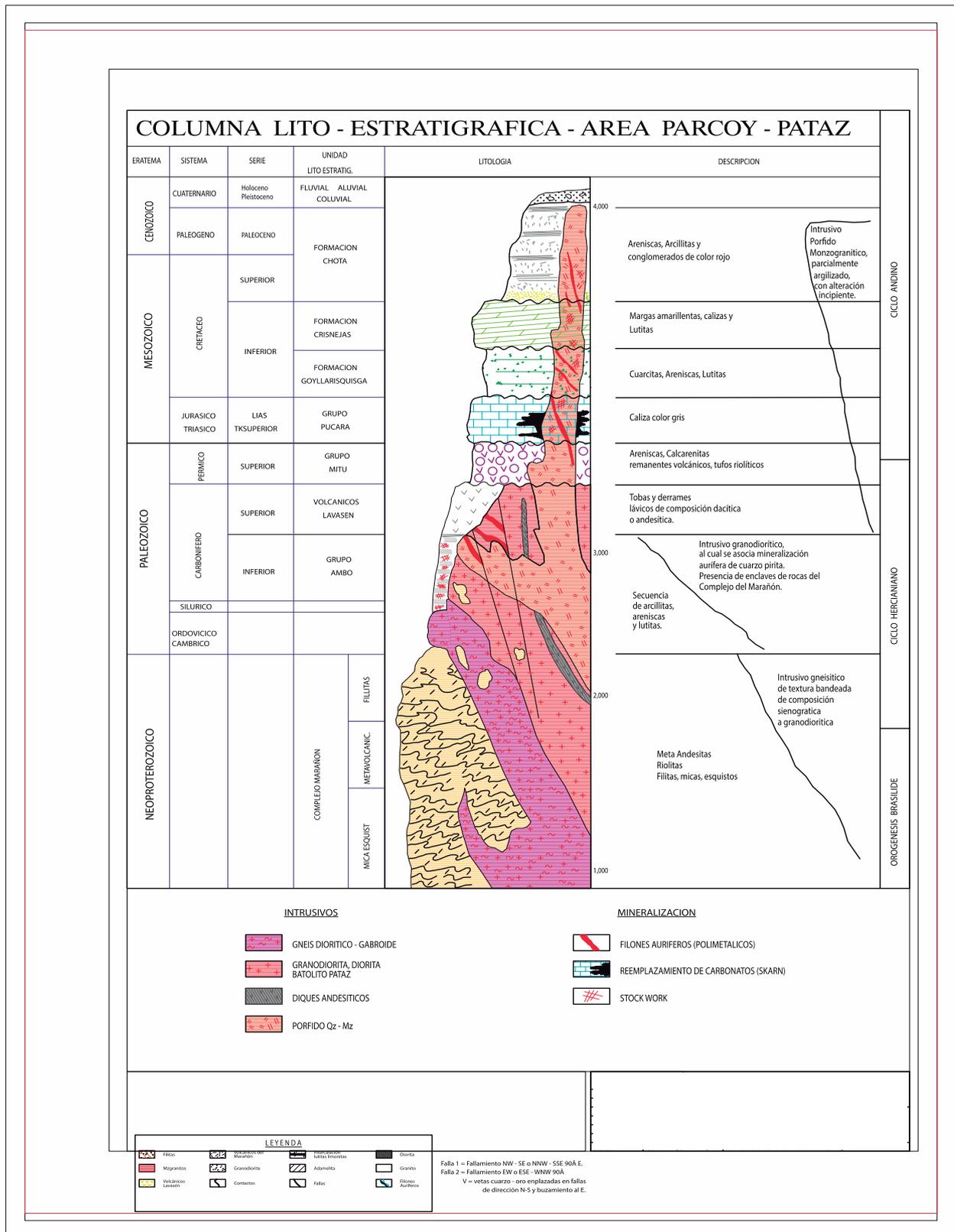


Figura n° 5: Columna Lito estratigráfica del Área de Parcoy, Patáz, La Libertad - Perú.

Fuente: Tipe Quispe (2004).

2.2.2.4. Rocas Intrusivas – Batolito de Patáz

Durante el carbonífero las rocas de la zona hasta ese entonces depositadas, fueron afectadas por una gran intrusión magmática de composición calcoalcalina, denominada "**Batolito de Pataz**". Posteriormente en el Paleógeno se produjeron emplazamientos intrusivos menores de composición diorítica a cuarzo monzonítica.

La composición litológica del Batolito es ácida a intermedia, caracterizado por granodiorita, diorita y cuarzo-monzonita. Diques aplíticos, microdioríticos y andesíticos posteriores afectan al Batolito y en algunos casos cortan algunas vetas. La textura de las rocas plutónicas es variable, son comunes tonalitas y granodioritas con zonación a bordes dioríticos, así como pulsaciones más jóvenes de cuarzo-monzonita. En los bordes y cúpulas se observan xenolitos de microdiorita.

El Batolito de Pataz, aflora con un rumbo promedio N30°W (lineamiento Andino), cuyo contacto con las rocas circundantes es irregular y fallado. Estructuralmente, el Batolito está sumamente fracturado y fallado, probablemente porque es un cuerpo tabular estrecho, que se emplazó en una zona de falla extensional, que subsecuentemente se reactivó como una zona de falla inversa oblicua (Nelson, 2003).

El Batolito se encuentra afectado por fallas de cizalla producto de varios eventos tectónicos así como por diversas pulsaciones, presentando localmente intensa deformación. Su longitud reconocida en la región es de 210 Km. aproximadamente y con un ancho de 2 Km. en el sector de Parcoy, este macizo rocoso está controlado por dos lineamientos mayores de orientación N 30° W.

La edad del Batolito de Pataz han sido datadas en varios estudios, destacando la data de Schreiber et al. (1990), el cual por el método de $40\text{Ar}/\text{Ar}39$ definió edades entre 305 M.a. - 321 M.a. Estudios más recientes de Haeberlin et al (2002) por el mismo método $40\text{Ar}/\text{Ar}39$, registraron edades entre 322 Ma - 328 Ma.

2.2.2.5. Geología Estructural

El distrito minero ha sido afectado por los diferentes eventos tectónicos acaecidos en los últimos 300 M.a. dando como resultado una complejidad estructural muy marcada. No presenta fuerte foliación, por lo que se supone intruyó la corteza superior en una zona extensional. Dicha zona extensional se habría reactivado subsecuentemente como consecuencia de un sistema de fallas inversas oblicuas durante la mineralización y de nuevo por fallamiento post mineralización.

Las fallas producto de los eventos tectónicos Regionales, deben haber tenido un efecto en la distribución de zonas mineralizadas en el distrito de Parcoy, que incluyen fallamiento y plegamiento pre-mineral, sin-mineral y post-mineral. Los eventos pre-mineral incluyen deformación y metamorfismo en el Complejo Marañón Proterozoico (la orientación estructural o direcciones de compresión no son muy reconocidas), débil acortamiento NW-SE en el Ordoviciano, acortamiento NE-SW en el Devoniano tardío, y extensión NW-SE durante la intrusión del Batolito de Pataz en el Mississippiano (Haerberlin y Fontboté, 2002).

El contacto Occidental del Batolito es una falla Cenozoica (?) tipo "strike-slip" (salto sobre su rumbo) orientada $350^{\circ}/85^{\circ}$, como lo indican las estriaciones de falla horizontal ("slickenlines") observadas en la Quebrada Balcón. Esta falla es casi paralela a todas las vetas occidentales y probablemente sea una reactivación de una falla de primer orden sin-mineral (Nelson, 2003).

Como en todos los sistemas de vetas, los controles estructurales de las vetas y clavos en el distrito de Parcoy son varios y complejos. De primera importancia son las fallas de primer-orden (NW-SE) huéspedes del mineral y que, probablemente controlan la inclinación general hacia el Sur de los clavos mineralizados.

Fuerzas tectónicas originaron fallas de cizalla, con movimiento sinistral en la mayoría de casos. Las vetas de cizalla presentan espejos de falla con estrías en varias direcciones y están por lo general limitados por capas pequeñas de panizo.

A lo largo del Batolito (210Km) se conocen varias minas en operación y otras abandonadas, destacando de Sur a Norte: Bloque Huaylillas: La Estrella, Bloque Buldibuyo: Minas de Marsa, Alaska y El Gigante, Bloque Parcoy: Consorcio Minero Horizonte, Bloque Pías: Minas Culebrillas, Ariabamba, Bloque Pataz: Minas de Poderosa S.A., El Tingo, La Lima y Papagayo.

Es importante destacar que los bloques Buldibuyo (Sur) y Pías, Pataz (Norte) contienen estructuras de muy bajo ángulo de buzamiento (20-40°E), mientras que en el bloque Parcoy (Central) las estructuras tienen altos ángulos de buzamiento (50-80°E) variación de Este a Oeste. Esta diferencia debida posiblemente a movimientos diferenciados de los Bloques post mineralización, que por basculamiento pudieran estar presentando actualmente un buzamiento diferente al original previo al basculamiento.

2.2.2.6. Geología local

CMHSA tiene sus labores mineras en un área de 400 Has, dicha operación se desarrolla íntegramente dentro del Batolito Patáz. Se estima más de 80 000 m de labores mineras realizadas entre antiguas y modernas, tanto horizontales como verticales.

2.2.2.7. Geología económica

Las vetas son típicamente Orogénicas constituidas por relleno de fractura donde prima la asociación "cuarzo-pirita-oro" así como otros minerales asociados en menor magnitud como clorita, sericita, calcita, ankerita, galena, y esfalerita.

Las vetas se alinean en una dirección dominante N20°W con buzamientos al NE tanto de alto como de bajo ángulo (50-80°NE). En la mina Parcoy se han identificado "sistemas" de vetas, constituidos por una veta central o principal con ramales y sigmoides asociados. La mayoría de las vetas presentan marcadas variaciones en rumbo y en buzamiento, generando zonas de mayor apertura y enriquecimiento. Las principales vetas son del sistema NW, emplazados en zonas de debilidad y cizallamiento que favorecieron el relleno mineralizante y la formación de los "clavos" u "ore shoots" conocidos. Las principales Estructuras que sustentan la producción de CMHSA son Candelaria, Encanto, Rosa Orquídea, Sissy-Vannya, Lourdes y Milagros.

De acuerdo a la Paragénesis del yacimiento, primero se tiene el emplazamiento del cuarzo, pirita y arsenopirita, estos minerales sufrieron fuerte fracturamiento y microfracturamiento; luego se tiene un evento de oro nativo y cantidades menores de sulfuros finos (Zn, Cu, Pb u Ag), estos rellenaron microfracturas especialmente en la pirita y el cuarzo o se depositaron en la inmediaciones de este sulfuro. La pirita es el principal mineral receptor de la mineralización aurífera de las vetas.

La mayoría de las vetas en el distrito de Parcoy se formaron en zonas de cizallamiento con rumbo NNW y (salvo Vannya y Maricruz) buzaban al Este, pero generalmente son más paradas las vetas que en los distritos al norte (Culebrillas) y al Sur (Marsa). Esto podría reflejar una diferencia fundamental en cómo se formaron las vetas en esta zona Central, y puede indicar que existe algún control estructural en el Complejo Marañón de capas, foliaciones o fallas pre-existentes.

En algunos sistemas de veta (por ejemplo, Milagros) las vetas orientadas al Norte son más anchas. Las vetas de orientación Este (Candelaria, Split I), particularmente donde los buzamientos son más altos, sugieren que estas zonas pueden ser fallas normales en zonas extensionales o estructuras de cola de caballo. Los metales base están más enriquecidos hacia el Sur, mientras que el oro libre es más común en el Norte (Milagros > Lourdes). La Calcita y ankerita son más comunes al Norte.

2.2.2.8. Consideraciones estructurales

Los sistemas de vetas se encuentran alineadas en dirección NNW, es decir paralelas a los sistemas de fallas regionales de emplazamiento del Batolito. Existen dos fallas principales de emplazamiento, la falla al Oeste que limita el intrusivo del Batolito con las secuencias sedimentarias del Mesozoico y la falla al Este que pone en contacto al intrusivo con las meta-volcánicas y meta-sedimentarios del Complejo Maraón y el Volcánico Lavasen.

Se han reconocido fallas transversales a las regionales, probablemente posteriores a la mineralización, estas son las Fallas: "H", "Beta", "Norte" y "Balcón". Estas fallas dividen al Batolito en bloques menores, los cuales presentan posibles movimientos de basculamiento, esto se puede evidenciar por la variación en el buzamiento de las vetas de Norte (alto), Centro y Sur (bajo).

La mineralización con mejores valores de Oro, se encuentra en los cambios significativos en la inclinación de las vetas así como en la cercanía a las intersecciones de estructuras.

Las cinco estructuras o "clavos" principales del yacimiento de Parcoy son: "Milagros", "Lourdes", "Candelaria", "Rosa Orquídea" y "Sissy-Vannya" estas tienen longitudes de hasta 400 m, con anchos promedios del orden de los dos metros, su inclinación varía de 35° a 90°, siendo en promedio 65° al Este (ver figura n° 6). Estas estructuras se caracterizan por presentar ensanchamientos (clavos) así como

estrangulamientos de las franjas económicas, muestran ramaleos tipo "cola de caballo", desprendimientos de ramales o Splits y sigmoides asociados.

2.2.2.9. Controles estructurales

Los controles estructurales importantes para el emplazamiento de clavos mineralizados son:

- **Cambios de Rumbo:** Variaciones de rumbo tendientes a un Norte-Sur tienen mineral de mejor calidad y/o son más potentes como vetas; esto es causa por el componente dextral de las fallas syn-mineral de strike slip. Un ejemplo es en el nivel 2765 de la mina Milagros.
- **Cambios de buzamiento:** En varios casos, los cambios a buzamientos de bajo ángulo propician mayor abertura (potencia) y tienden a tener mejores valores de Au; esto es causa por el componente dominante de deslizamiento inverso en las fallas syn-mineral. Un ejemplo es el split Santa Rosa, sección 53-SE, entre los niveles 2600 y 2630.
- **Intersecciones de Falla:** Las intersecciones normalmente son zonas de aumento de la fracturación de permeabilidad estructural y pueden contener mena de calidad más alta y/o mayor volumen de mena. Los ejemplos son en la mina Candelaria donde ocurren muchas intersecciones.
- **Diques:** varias vetas son paralelas o sub-paralelas a los diques (Lourdes). Algunos diques son syn-mineral a tardío-mineral y están deformados. Otros diques pueden ser post-mineral y haber intruído paralelamente a las vetas. En cualquiera de estos casos, los diques constituyen buena guía exploratoria.
- **Litología de la roca huésped:** La variedad de unidades de roca granítica del Batolito tienen propiedades mecánicas diferentes ante un fallamiento. Las fallas normalmente refractan (cambian rumbo y/o buzamiento) al cruzar los contactos entre estas litologías mecánicamente distintas, lo que podría haber favorecido la depositación mineral en las aperturas estructurales.

- **Fallas Transversales:** Varias fallas transversales ocurren en el distrito y algunas parecen tener alteración y/o mineralización similar a las vetas con mineral. Donde el lineamiento Llacuabamba intersecta el batolito, los sistemas de veta (Candelaria y Rosa Orquídea) tiene los más bajos buzamientos y varias extensiones con dirección paralelo o sub-paralelo al lineamiento. Otros lineamientos transversos deben explorarse a lo largo por sistemas de veta similares (ver figura n° 6).

2.2.3. Veta Lourdes

La veta Lourdes se ubica en el sector central de la Franja estructural Oeste con rumbo N12° W y buzamiento 72° Este, sólo se ha podido identificar un ramal al piso de esta veta (Split Lourdes), hacia el norte se ve limitada y desplazada por la falla "Norte" de desplazamiento sinestral, existe una continuidad estructural al norte de esta falla pero con relleno de cuarzo – pirita – calcita con leyes no mayor a 2.5 gr/tm de Au, asimismo la presencia de arcillas como matriz en poca abundancia entre las brechas tectónicas de la falla evidencia un grado de pH medio-bajo la cual ha servido como trampa estructural, de este modo los fluidos mineralizantes se han emplazado al sur de este control estructural.

La veta Lourdes se ve limitada al sur con la naciente de la Veta Split Lourdes, este ramal genera una zona de acuñaamiento la cual no ha permitido la migración de fluidos más al sur generando una zona de continuidad estructural más no económica, sin embargo el concepto de ubicación de fallas E-W similares a la falla norte haría de este sector una zona potencial de exploración hasta las proyecciones de la veta Sissy ubicada a 500 metros al sur del sistema Lourdes (ver figura n° 6).

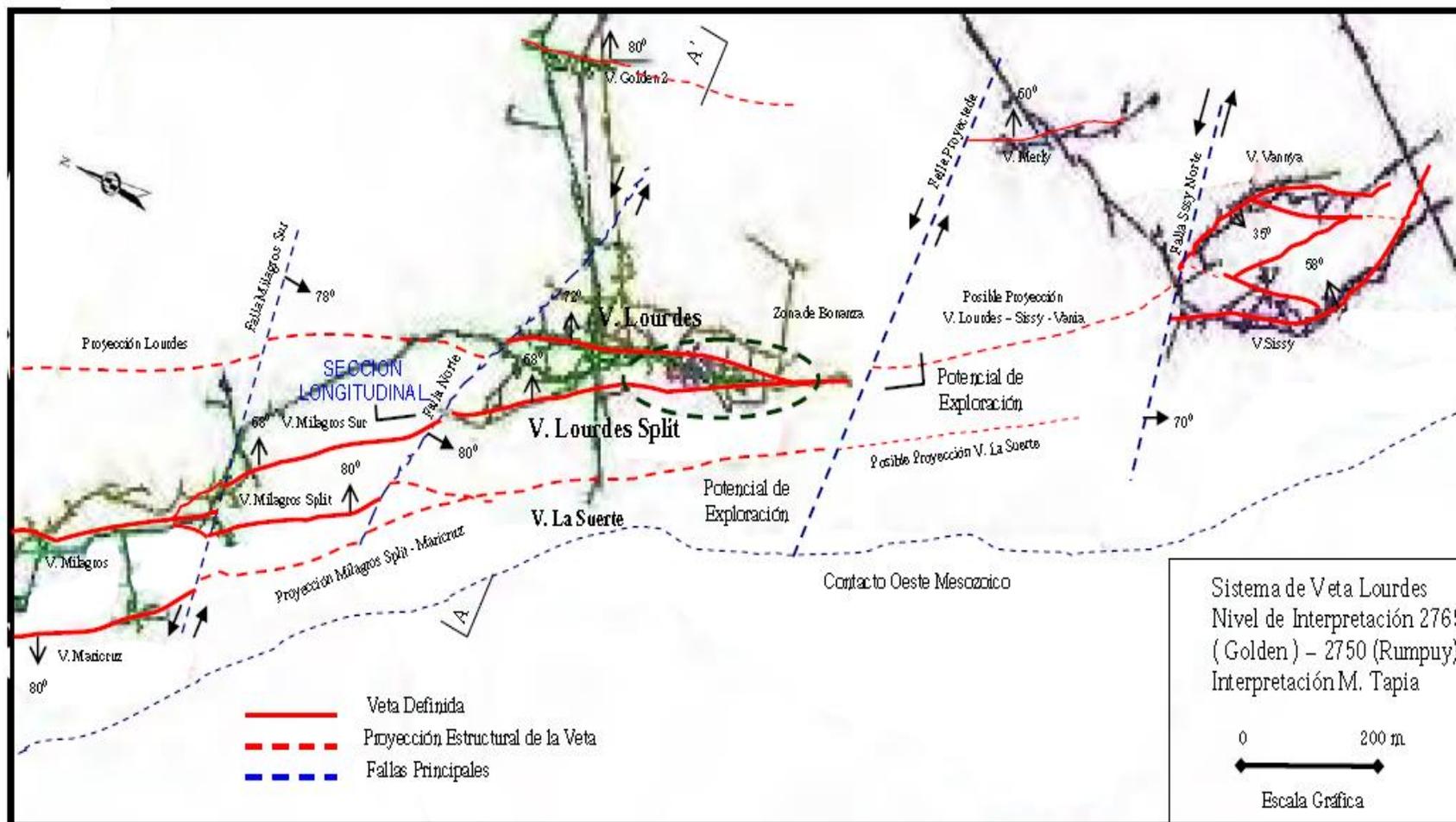


Figura n° 6: Sistema de veta Lourdes.

Fuente: Tapia, 2008.

La veta Lourdes tiene una longitud de 400 metros y se ha podido determinar mediante labores y sondajes 470 metros de proyección vertical desde los niveles 2900 y 2430 (nivel del túnel Balcón); la ley promedio de veta es de 11.5 gr/t con una potencia de veta promedio de 3.5 metros.

Los minerales de mena predominante es la pirita de textura deleznable y raramente oro en estado libre en ganga de cuarzo blanco-gris, la mineralización se emplaza como relleno de pequeñas micro fracturas y tipo brechas dando una apariencia moteada; las alteraciones hipógenas predominante son la silicificación y fílica las cual bordea a la veta con valores de oro de hasta 10 gr/t; y en menor grado una argilización moderada, la cloritización se hace presente en minerales del tipo chamoisita rellenando venillas y por lo general refleja altos contenidos de oro en vetas de Qz-Py, la propilitización es puntual y periférica.

2.2.4. Antecedentes del Método Corte y relleno ascendente mecanizado

El método Corte y Relleno Ascendente, consiste en avanzar con cortes horizontales ascendiendo en la veta. (Rojas, 2013).

El método Corte y Relleno Ascendente ya sea Convencional o Mecanizado, presenta una condición básica, es que la caja techo del yacimiento presente una competencia de regular a buena, el yacimiento sea de forma tubular, con una potencia mínima de 2.5 m, un buzamiento de 70° y una altura litostática entre 140 a 200 m. (García, 2010).

En este método, el mineral se elimina en rebanadas horizontales generalmente hacia arriba, y el espacio que queda se rellena con un material de carga (relleno detrítico y/o relleno hidráulico). Es uno de los métodos más utilizados, es selectivo, es decir que con este método se evita la extracción de residuos o mineral de baja ley. (Hassan, 2014). Este método de explotación subterránea permite lograr altas recuperaciones (>90%) y muy baja dilución (<2%). (Rojas, 2013).

Según Hamrin (2014), *"el desarrollo de la minería de corte y relleno incluye:*

- Una unidad de transporte de mercancías a lo largo del muro inferior del cuerpo de mineral en la planta principal.
- Socavar la zona de rebaje con alcantarillas para el agua.
- Una rampa en espiral que conduzcan a los pisos bajos.
- Un aumento de la conexión a niveles por encima de la ventilación y el material a mover.”

Mientras que Pedraza (2015), menciona que “la preparación para este método consiste en la elaboración de las siguientes labores:

- Galerías o cruceros.
- Chimeneas y caminos.
- Rampas.
- Sub nivel de extracción.
- Caserón (Tajo).
- La preparación del Sill (lámina o manto, es una masa tabular de roca ígnea, con frecuencia horizontal, que ha intruido lateralmente entre dos capas antiguas de roca sedimentaria, capas de lava volcánica o toba volcánica, o a favor de la foliación en rocas metamórficas).”

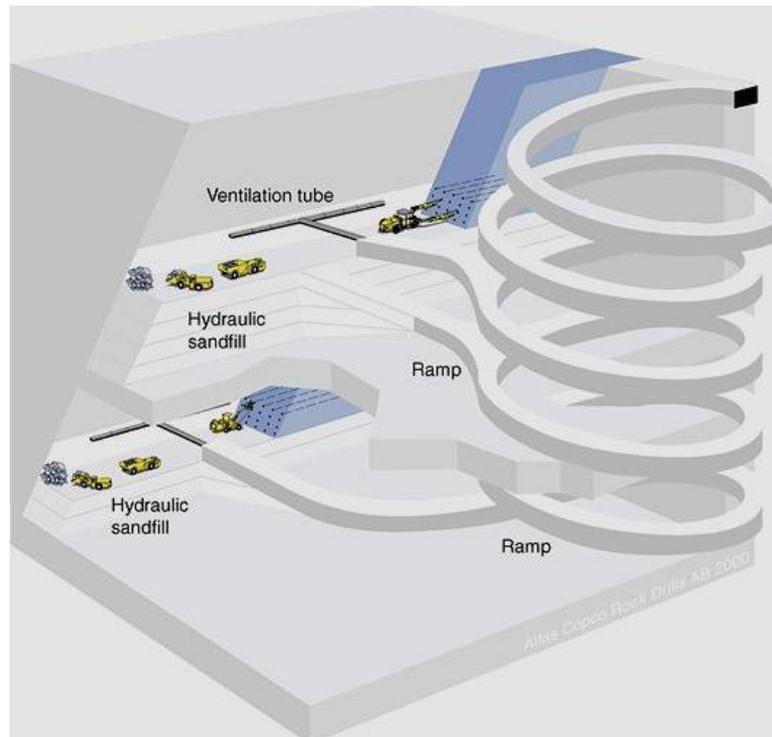


Figura n° 7: Método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado

Fuente: Echevarría, 2014.

Tipe, V. (2004), compara los métodos convencional y mecanizado, llegando a lo siguiente:

Tabla n° 5. Cuadro comparativo de los métodos de explotación

CUADRO COMPARATIVO DE LOS METODOS DE EXPLOTACION				
RATIOS	UND	MECANIZADO	CONVENCIONAL	DIFERENCIA
PRODUCCION	TM/mes	3.450	657	2.793
TIEMPO DE PREPARACION	Mes	9	12	-3
DURACION DE TAJO	Mes	12	37	-24
TAJOS POR BLOCK	N° Tajos	4	7	-3
GUARDIA	TM/día-Tj	138	26	111,72
EXPLOSIVO	TM/kg	3,63	2,84	0,79
PERFORACION	TM/pp	0,58	0,18	0,41
MANO DE OBRA	TM/tar	18,44	3,75	14,69
DILUCION	%	30	38,8	-9
COSTO de PREPARACION	US\$ / TM	7,94	8,62	-0,68
COSTO MINA	US\$ / TM	21,46	37,25	-15,79
INVERSION	US\$	1.209.222	906.916	302,305
COSTO TOTAL	US\$ / TM	71,91	87,7	-15,79
TIR	%	44	7	37
VAN (14%)	US\$	1.832.065	-213.950	2.046.015

Fuente: Tipe, V. (2004).

De la Tabla n° 5, se observa que utilizando el método corte y relleno mecanizado se incrementa la producción en 1,205 TM/mes y el costo mina para el método corte y relleno mecanizado es US\$/TM 16 menor del costo de explotación del Corte y Relleno convencional.

2.3. Definición de términos básicos

Términos de acuerdo al Manual General de Minería y Metalurgia (2014).

Buzamiento

Ángulo de inclinación que forma un filón, estructura o capa rocosa con un plano horizontal, medido perpendicularmente a la dirección o rumbo del filón.

Chimenea

Una excavación vertical o inclinada en la roca para propósitos de proporcionar acceso a un cuerpo de mineral.

Corte y relleno

Un método de excavación de material y mineral en un escalón y su reemplazo con material de desecho o relaves provenientes de una concentradora.

Costo de operación

Es el total que se deriva de las erogaciones que hace el contratista por concepto del pago de salarios al personal y de todos los otros gastos relacionados con el desarrollo de la operación.

Ensanche (minería subterránea)

Ampliación de la sección de una labor minera (galerías, tajos, subniveles u otros).

Entibado (minería subterránea)

Acciones y dispositivos aislados o estructuras de cualquier naturaleza que sirven para mantener abiertos los espacios de la mina con una sección suficiente para la circulación del personal, del aire y el tráfico de equipos.

Galerías

Túneles horizontales al interior de una mina subterránea.

Labor (industria minera)

Lugar (cavidad u otro sitio) dentro de una mina subterránea (galería, clavada, entre otros) de donde se extrae el material de mena, mineral o carbón.

Ley

El porcentaje de contenido metálico en el mineral.

Nivel (minería subterránea)

Galerías horizontales en un horizonte de trabajo en una mina; es usual trabajar las minas desde una chimenea de acceso, y se establecen niveles a intervalos regulares, generalmente con una separación de 50 metros o más; o a partir de varios túneles de acceso con diferente cota, o a partir de rampas de acceso que unen diferentes niveles.

Preparación (desarrollo minero)

Labores mineras llevadas a cabo para facilitar la explotación apropiada del yacimiento o depósito, una vez se ha completado la exploración minera y se ha logrado el acceso y el desarrollo tanto en el rumbo como en el buzamiento.

Rampa

Un túnel o una galería inclinados que sirve de acceso a las labores mineras, desde la superficie, o como conexión entre niveles de una mina subterránea.

Rumbo

Ángulo horizontal medido con respecto al norte magnético, de la línea de intersección de un plano estructural con un plano horizontal.

Socavón

Galería principal de una mina, de la cual parten las galerías secundarias.

Subnivel (minería subterránea)

Nivel u horizonte de trabajo situado entre los niveles de trabajo principales.

Techo (industria minera)

El techo o la parte más alta de cualquier cavidad en una mina subterránea.

Tolva subterránea

Apertura subterránea en el fondo de una cámara o frente de explotación por donde se conduce el material extraído. Para designar las tolvas dentro de una mina subterránea se usa, informalmente, el término "chute".

Vena

Una fisura, falla o rajadura en una roca llena de minerales que han viajado hacia arriba desde una fuente profunda.

Veta

Cuerpo de roca tabular o laminar que penetra cualquier tipo de roca.

Yacimiento mineral

Es una concentración de elementos minerales, cuyo grado de concentración o ley mineral hace que sea económicamente rentable su explotación.

CAPÍTULO 3. HIPÓTESIS

3.1. Formulación de la hipótesis

La propuesta del método de explotación Corte y Relleno Mecanizado incrementará la producción en el la mina Lourdes, nivel 2430 de la Compañía Minera Consorcio Minero Horizonte S.A.

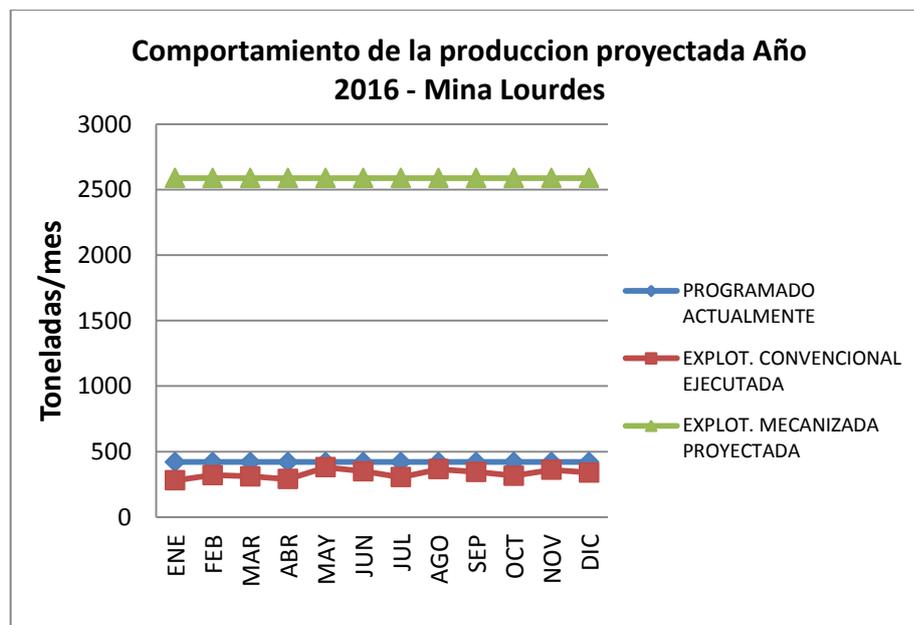


Figura n° 8: Comportamiento de la producción proyectada para el año 2016, 8 – Mina Lourdes.

Fuente: Elaboración propia

3.2. Operacionalización de variables

En el presente trabajo de investigación se plantea lo siguiente:

Variables:

X = VI. Método corte y relleno mecanizado.

Y = VD. Incremento de la producción.

VARIABLE INDEPENDIENTE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Método corte y relleno mecanizado	Método de explotación en minería subterránea en el que el mineral se elimina en rebanadas horizontales generalmente hacia arriba. El material roto es cargado y extraído completamente del tajo con el empleo de maquinaria.	La mecanización permite el empleo de maquinarias de gran capacidad y avanzada tecnología tratando de alcanzar los más altos índices de seguridad para el personal y equipos, la más alta productibilidad en toneladas de hombre-guardia y los más bajos costos unitarios.	Reservas probadas	TMS
			Características roca caja y mineral	Peso específico, dureza (MPa), RQD, RMR
			Productividad del método	Tiempo ciclo perforación y limpieza, TMS/disparo, disparos/día
			Evaluación económica	CAPEX, VAN, TIR, costo/beneficio
VARIABLE DEPENDIENTE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Incremento de la producción	Aumento de material roto y extraído	Aumento del material movido desde el interior de mina hacia la planta de beneficio.	Tonelaje extraído	108 TMS/DIA

CAPÍTULO 4. MATERIAL Y MÉTODOS

4.1. Tipo de diseño de investigación.

La investigación es Descriptiva/Aplicativa.

4.2. Material.

4.2.1. Unidad de estudio.

Se tomará como unidad de estudio las 108 TMS/día extraídas del nivel 2430 de la mina Lourdes, UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte. (Ver tabla n° 13)

4.2.2. Población.

Mineral movido del Nivel 2430 con una reserva de 101, 612 TMS de mineral de la mina Lourdes, UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte. (Ver tabla n° 14).

4.2.3. Muestra.

Se tomará como muestra las 2,589 TMS/mes extraídas del nivel 2430 de la mina Lourdes, UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte. (Ver tabla n° 14).

4.3. Métodos.

4.3.1. Técnicas de recolección de datos y análisis de datos

a. Para recolectar datos

Se hará uso de recursos bibliográficos de la Empresa, que proporcionaron información con relación al trabajo de campo:

- Acceso a archivos técnicos.
- Fichas de campo.
- Discusiones, talleres para esclarecer los problemas presentados.

La información deberá obtenerse en forma física y digital: reservas, geometría de la veta, propiedades físicas del macizo rocoso, topografía superficial y de las labores mineras circundantes.

Planos de muestreo digital y físico. Mapeos geológicos de la galería donde se va a implementar el método.

b. Para analizar información

Analizar características del macizo rocoso para diseñar el tipo de labor, la sección, los puentes entre labores.

Analizar la información geológica: reservas, potencia de veta, buzamientos, dimensiones de la veta; para diseñar labores.

Se empleará el software AutoCAD, Minesight, Datamine, Excel.

4.3.2. Procedimientos

El proyecto contemplará las siguientes partes:

- Una descripción de la geología de la zona comprometida en la que se desarrollará el método corte y relleno mecanizado.
- Descripción de los aspectos geomecánicos de las zonas comprometidas en las que se desarrollará o implementará el método corte y relleno mecanizado.
- Elaboración del diseño del método Corte y Relleno Mecanizado.
- Comparación de costos entre los métodos Corte y relleno convencional y Corte y Relleno Mecanizado.
- Comparación de la productividad entre los métodos Corte y relleno convencional y Corte y Relleno Mecanizado.
- Determinación de costos en preparaciones y minado del método Corte y Relleno Mecanizado.
- Determinación de la rentabilidad del proyecto utilizando el VAN.
- Conclusiones.
- Gráficos.

CAPÍTULO 5. DESARROLLO

5.1. Generalidades – Consorcio Minero Horizonte (CMH)

Consorcio Minero Horizonte (CMH) es una de las principales empresas mineras productoras de oro en la región aurífera de Pataz - Buldibuyo, cuyo potencial minero está amparado con más de 25,000 Has denunciadas estratégicamente. La importancia aurífera de esta región data de tiempos pre-hispánicos; pese a su agreste geografía, históricamente es conocida su importancia económica por los trabajos realizados por Raymondi y Tarnawiecki. En la actualidad el aporte aurífero de esta región metalogénica está dada principalmente por tres importantes empresas: Consorcio Minero Horizonte, Minera Aurífera Retamas y Cía. Minera Poderosa, entre otras minas de pequeña producción.

El centro de operaciones de CMH se ubica en el distrito de Parcoy, en lo que se ha denominado el Bloque Parcoy, cuyas evidencias geológicas proyectan un gran potencial en profundidad, debido a la poca erosión de este bloque que ha contribuido a la preservación de la mineralización.

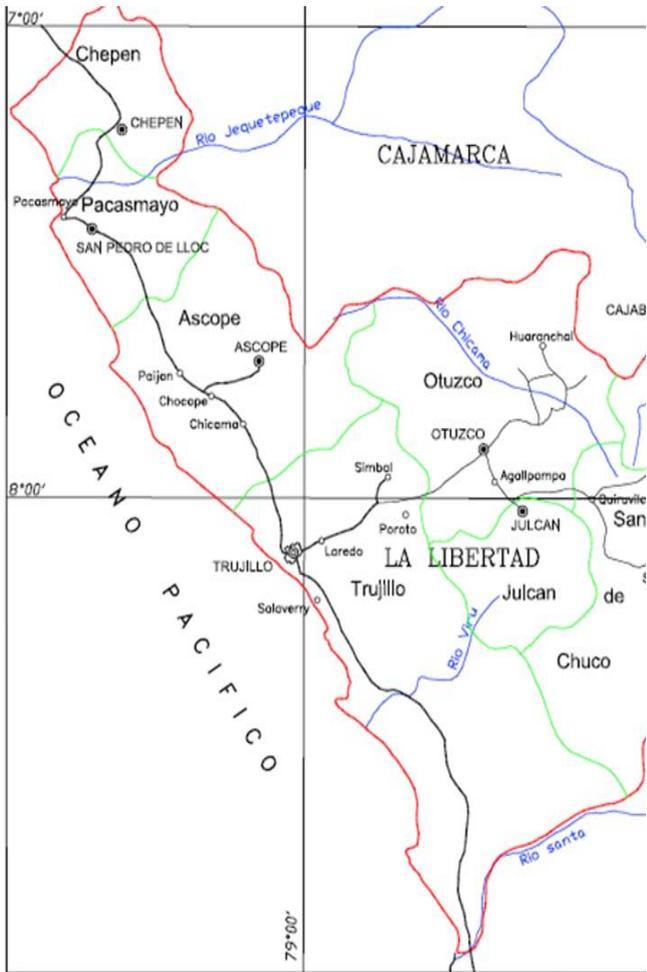
5.2. Ubicación y acceso

El área de operación de CMH (Unidad Parcoy – Concesión Acumulación Parcoy N° 1) se encuentra en el Distrito Minero de Parcoy que pertenece a la provincia de Patáz; Departamento de La Libertad, en las coordenadas 77° 36' Longitud Oeste; 08° 00' Latitud Sur. A una altitud de 2600 a 4100 msnm (ver Figura n° 9).

El acceso a la Unidad se realiza por vía aérea Lima – aeropuerto de Pías, en un tiempo aproximado de 1 hora 20 minutos y por vía terrestre el acceso es por carretera afirmada, con las siguientes distancias:

TRUJILLO - CHAGUAL = 340 Km.

CHAGUAL - PARCOY = 60 Km.



LEYENDA

- | | | | |
|---|-------------------------|---|---------------------|
|  | Capital de Departamento |  | Carret. Pavimentada |
|  | Capital de Provincia |  | Carretera Afirmada |
|  | Limite Departamental |  | Unidad Minera |
|  | Limite Provincial | | |

Figura n° 9: Ubicación geográfica de la UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte.

Fuente: Elaboración propia.

5.3. Diseño del método corte y relleno mecanizado

5.3.1. Reservas

Las reservas cubicadas con los trabajos de exploración diamantina, y el desarrollo de labores hasta el nivel 2430 de toda la mina se muestran en la tabla n° 6.

Cabe resaltar que las reservas han sido obtenidas del modelo de bloques entregado por geología al Área de Planeamiento mina mediante el Modulo IP (Interactive Planner) del Software minero **MineSight**.

Tabla n° 6. Inventario Anual de Reservas y Recursos Minerales a Junio de 2015 (*)

RESERVAS							
	LEYES DE VETA			LEYES DILUIDAS			
	TMS	Av	gAu	TMS Dil	Av Dil	gAu Dil	Finos Onz.
Económico	1,161,509	2.27	16.55	1,334,921	2.36	14.30	613,703
Marginal	584,534	1.68	6.16	700,231	1.86	5.08	114,459
TOTAL RESERVAS	1,746,044	2.08	13.07	2,035,152	2.19	11.13	728,162

RESUMEN POR ACCESIBILIDAD							
	LEYES DE VETA			LEYES DILUIDAS			
	TMS	Av	gAu	TMS Dil	Av Dil	gAu Dil	Finos Onz.
Accesible	678,522	2.09	13.93	784,518	2.18	11.96	301,595
Event. Accesible I	771,844	2.22	13.25	901,284	2.32	11.27	326,670
Event. Accesible II	295,677	1.67	10.63	349,350	1.85	8.89	99,897
TOTAL RESERVAS	1,746,044	2.08	13.07	2,035,152	2.19	11.13	728,162

RESUMEN POR CERTEZA							
	LEYES DE VETA			LEYES DILUIDAS			
	TMS	Av	gAu	TMS Dil	Av Dil	gAu Dil	Finos Onz.
Probado	1,253,156	2.13	13.07	1,464,454	2.23	11.09	522,225
Probable	492,888	1.94	13.07	570,698	2.07	11.22	205,937
TOTAL RESERVAS	1,746,044	2.08	13.07	2,035,152	2.19	11.13	728,162

RECURSOS							
	LEYES DE VETA			LEYES DILUIDAS			
	TMS	Av	gAu	TMS Dil	Av Dil	gAu Dil	Finos Onz.
Económico	486,789	1.74	11.65	599,146	1.92	9.74	187,532
Marginal	354,891	1.21	6.58	456,183	1.48	5.15	75,593
TOTAL RECURSOS	841,679	1.52	9.51	1,055,329	1.73	7.76	263,125

RESUMEN POR ACCESIBILIDAD							
	LEYES DE VETA			LEYES DILUIDAS			
	TMS	Av	gAu	TMS Dil	Av Dil	gAu Dil	Finos Onz.
Accesible	48,889	1.11	12.40	63,928	1.38	9.42	19,359
Event. Accesible I	326,414	1.38	8.15	412,417	1.60	6.52	86,448
Event. Accesible II	411,889	1.68	10.14	513,406	1.87	8.44	139,330
Inaccesible	54,487	1.47	10.27	65,578	1.69	8.53	17,988
TOTAL RECURSOS	841,679	1.52	9.51	1,055,329	1.73	7.76	263,125

RESUMEN POR CERTEZA							
---------------------	--	--	--	--	--	--	--

	LEYES DE VETA			LEYES DILUIDAS			
	TMS	Av	gAu	TMS Dil	Av Dil	gAu Dil	Finos Onz.
Medido	86,207	1.46	10.47	106,964	1.69	8.41	28,909
Indicado	755,473	1.52	9.40	948,364	1.73	7.68	234,216
TOTAL RECURSOS	841,679	1.52	9.51	1,055,329	1.73	7.76	263,125

RECURSO INFERIDO - POTENCIAL - INFORMATIVO

Recurso Inferido		2,047,246
Potencial		2,499,218
Informativo		4,544,883
TOTAL		9,091,346

(*) A partir del inventario a diciembre 2009, se están incluyendo las reservas y recursos de la zona Culebrillas (Zona Oriente). También se incluyó la zona PEC.

Fuente: Consorcio Minero Horizonte S.A.

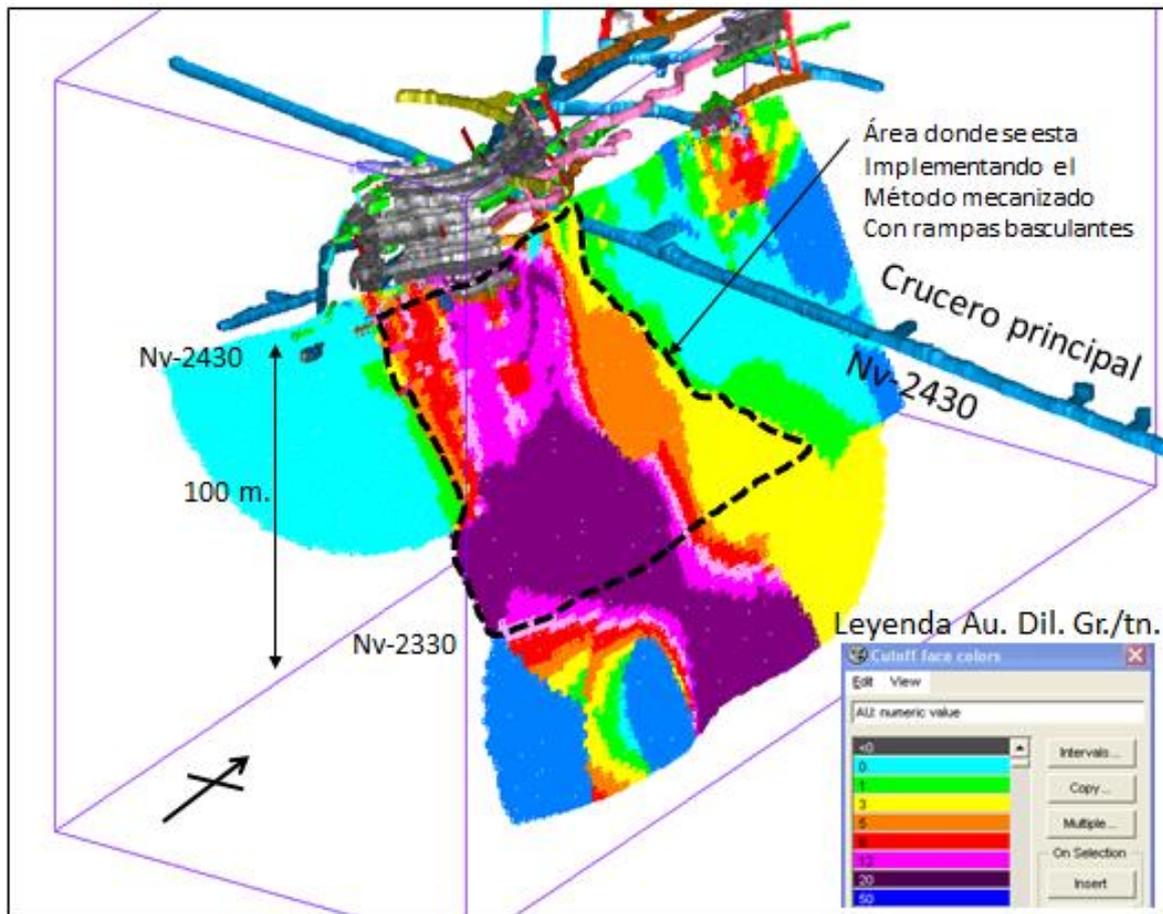


Fig.n°10: Modelo de bloques del área donde se va a desarrollar el proyecto.

Fuente: Elaboración propia en programa MineSight

Las reservas obtenidas del Modelo de Bloques del MineSight para este proyecto se muestran en la tabla n° 7.

Tabla n° 7: Reservas probadas obtenidas del Minesight con Interactive Planner (IP)

TMS	Pot. Dil. prom. (m)	ley Dil.prom. (Gr/tms)
101612	2,74	12,63

Fuente: Elaboración propia

5.3.2. Descripción General de la Mina

Consortio Minero Horizonte opera una mina subterránea con una producción diaria de 1500 TMH y 13.5 gr/ton ley de cabeza, con capacidad de tratamiento de 1800 TMS. Actualmente es el segundo productor de oro en minería aurífera subterránea siendo su producción en finos de 400 kg/mes.

5.4. Descripción del Proyecto

El proyecto integral de la extracción de mineral comprende varias etapas:

5.4.1. Desarrollos

Construcción de dos rampas principales que inician en el nivel 2430 una positiva y otra negativa. La rampa negativa es la rampa principal de profundización con gradiente de -15% y sección de 3.5 m. ancho y 3.5 m de alto el radio de curvatura es 10 m. Previo estudio de los radios de curvatura de los equipos de mayor dimensión de la mina. De esta rampa se inician las rampas basculantes hacia la veta y se desarrolla toda la infraestructura para la explotación como ventilación, servicios, bombeo y relleno hidráulico.

La rampa positiva de gradiente 15% y sección de 3.5x 3.5 m. (a, h) se desarrolla para la construcción de dos chimeneas paralelas que servirán como echaderos de mineral y desmonte (OP y WP) posteriormente esta rampa continuará hacia los niveles superiores.

5.4.2. Ventilación

El aire limpio ingresará por tres labores hacia los tajos y frentes de trabajo: por la rampa principal, la chimenea de ventilación ubicada al sur del proyecto y por la chimenea de servicios. De estas labores se tomará el aire limpio y se inyectará a los frentes de trabajo con ventiladores; el aire viciado será

evacuado por una chimenea que se conectará al circuito principal de extracción de aire viciado ubicado al norte del proyecto.

5.4.3. Servicios

El aire, agua, energía eléctrica y relleno hidráulico, ingresarán por el by pass principal sur (BP-sur) que inicia en el NV-2430 hacia las chimenea de servicios que se ira conectando conforme profundiza la rampa (ver plano 2) la tubería de bombeo también saldrá por esta chimenea.

5.4.4. Preparaciones

- Construcción de 1,100 m. de rampas principales.
- Construcción de 360 m. de rampas basculantes para la explotación de los tajos.
- Construcción de 310 m. de galerías sobre veta en los niveles 2380 y 2330.
- Construcción de 640 m. de cruceros para los pockets de mineral y desmonte y para iniciar las chimeneas de ventilación y servicios.
- Construcción simultanea de chimeneas convencionales con una longitud de 422 m. para ventilación, servicios, echaderos de mineral y desmonte (pockets)
- Construcción de una chimenea Raise Climber (alimak) de 50 m. para extracción de aire viciado de la rampa.
- Construcción de 24 m. en cámaras para iniciar la chimenea de servicios.
- Construcción de 40 m. de rampas para pozas de bombeo en cada basculante.
- Construcción de 44 m. de refugios en las rampas cada 50 m.

5.4.5. Aspectos económicos

En la Tabla n°8, se muestra el costo de las diferentes labores de preparación que serán ejecutadas por terceros en su totalidad.

Tabla n° 8: Costo de labores de preparación

Nº	NIVEL	ACTIVIDADES	OBSERVACIONES	ANC (m)	ALT (m)	LONG T. (m)	ANG	PU \$/m Avan.
1	2380	RP099 (-)	Rampa principal de profundización	3.5	3.5	905	-15%	576.09
2	2380	RP099 (+)	Rampa positiva hacia los pocktes	3.5	3.5	195	15%	576.09
3	2380	CX-VENTILACION	Crucero de ventilación para Ch. ventilación	3	3	480	1%	405.17
4	2380	CH-VENTILACION	Chimenea de ventilación de CX-vent-1	2	2	238	41°	170.81
5	2380	CH - ALIMAK VENT.	Chimenea de ventilación de CX-vent-1	2	2	50	84°	613.57
6	2380	CX-POCKETS	Cruceros para pocktes OP y FP	3	3	160	1%	405.17
7	2380	CH-POCKETS	Ore pass (OP) y Fill pass (FP)	1.5	1.5	150	68°	149.07
8	2380	CM-SERVICIOS	Camara para chimenea de servicios	2.4	2.4	24	1%	318.13
9	2380	CH-SERVICIOS	Chimenea de ventilación y servicios	1.5	1.5	84	68°	149.07
10	2380	POZA-BOMBEO	Poza de bombeo	3	3	40	-15%	405.17
11	2380	RP-BASC-1	Rampa basculante -1 acceso a veta	3	3	180	-15%	418.76
12	2330	RP-BASC-1A	Rampa basculante -1A acceso a veta	3	3	180	-15%	418.76
13	2330	GL (Galerías)	Galerías sobre veta en los niveles 2380 y 2330	3	3	310	-15%	418.76
14	2380	Refugios	Refugios cada 50 m. en las rampas	2	2	2	1%	337.94
		TOTAL AVANCES				2998		

Fuente: Elaboración propia

5.4.6. Planeamiento de Minado

La producción mensual de la Mina Lourdes es de 5,611.32 TMS/mes, que representa el 11% de la producción actual de la Mina.

Zona Norte	25,773.25 TMS/mes
Zona Sur	18,696.25 TMS/mes
PEC	1,761.25 TMS/mes
<u>Zambos</u>	<u>4,781.25 TMS/mes</u>
TOTAL	51,012.00 TM/mes

Este tonelaje extraído 5,611.32 TMS/mes es la producción actual de Mina Lourdes, que con la ejecución del proyecto se incrementaría en 2,589 TMS/mes, haciendo un total de 8,200.32 TMH/mes.

5.5. Diseño de mina

5.5.1. Método de explotación

Dadas las mismas características geomecánicas y buzamiento irregular que presenta la veta en profundidad, se sigue aplicará el método de CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO. El diseño se plantea priorizando la mecanización de las operaciones.

5.5.2. Condiciones Geomecánicas para el Diseño de los tajeos

La mina Lourdes se encuentra emplazadas en rocas Intrusivas, ígneas denominada granodiorita; roca de mala calidad, principalmente por el alto grado de fracturas y la presencia de agua hacia las cajas y el número de familias de discontinuidades. El desarrollo progresivo como consecuencia del avance de la explotación, genera perturbaciones mecánicas en el medio rocoso: el macizo rocoso sufre desplazamientos hacia el vacío que deja el minado, se producen nuevos estados de esfuerzos y deformaciones, y se producen acumulaciones de energía en determinadas áreas.

Tabla n° 9: Criterios de aplicabilidad del método de explotación

CRITERIO DE APLICABILIDAD	METODO DE EXPLOTACION
MORFOLOGIA DEL YACIMIENTO	Rumbo uniforme de la Veta : 190 m de longitud, 100 m vertical Potencia: 0.8 – 3.3 m. Buzamiento : 60° - 75° NE Rumbo : N 34° E
CAJAS	Cajas malas, La explotación es caja a caja su peso específico es de 2.5 TN/M3 RQD 20%, RMR 25 - 35
MINERAL	Su peso específico in-situ es de 2.7 TM/m ³ La estructura mineralizada es medianamente dura se estima entre 25 – 50 MPa. RQD: de 0 a 25%, que considera a la roca como muy mala. Espaciamiento de discontinuidades: muy fracturada entre 0.06 a 0.20m. RMR: 25-35
RESTABLECIMIENTO DEL EQUILIBRIO	Disponibilidad: relave clasificado en Planta Concentradora Rumpuy (Nv- 2750)

Fuente: Consorcio Minero Horizonte S.A.

Para la explotación de los tajeos entre los niveles 2330 y 2430, se recopiló información geomecánica básica para evaluar las condiciones de la masa rocosa, con lo cual se corroboraron los parámetros de diseño del método de minado por corte y relleno ascendente mecanizado utilizando relleno hidráulico.

Las dimensiones de los tajeos fueron determinados siguiendo el análisis empírico que se ha realizado consorcio lo largo de sus años de explotación el Área de Geomecánica determino los parámetros de sostenimiento que se detallan a continuación en la tabla n° 10.

Tabla n°10. Geomecánica y patrón de sostenimiento de Consorcio Minero Horizonte CMH

Codigo de Colores	Tipo de Roca	Descripción	Valuación Índice Q		RMR	SOSTENIMIENTO
			De	A		
Blanco	I - III	Excep.-Muy Buena	50	1000	81-100	Sin Sostenimiento
Amarillo (A)	IV	Buena	10	50	61-80	Según Sección de Excavación
Verde (B)	V	Regular	5	10	51-60	Según Sección de Excavación
Violeta (C)	VI	Mala	1	5	41-50	Según Sección de Excavación
Beige (D)	VII	Muy Mala	0.1	1	31-40	Según Sección de Excavación
Marron (E)	VIII	Extremad. Mala	0.1	0.01	21-30	Según Sección de Excavación
Celeste (F)	IX	Excepcional. Mala	0.01	0.001	0-20	Según Sección de Excavación

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 1.5 A 3.0 m.

Código de Colores

TIPO DE SOSTENIMIENTO

A	Sin soporte o Pernos de Fricción 5' instalados ocasionalmente o Puntales ocasionales
B	Pernos de Fricción 5' sistemáticos a 1.5x1.5m ó Puntales de Seguridad
C	Pernos de Compresión 5' sistematicos a 1.5x1.5m. ó Pernos de Fricción 5' + Malla ó Puntales + Malla.
D	Malla + Pernos de Compresión 5' sistemáticos a 1.5x1.5m ó Puntales con Jack Pot a 1.5m.
E	Malla + Pernos de Compresión 5' sistemáticos a 1.2x1.2m ó Puntales con Jack Pot a 1.2m. + Malla.
F	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 5' Sistemáticos a 1.2x1.2 ó Cuadros Metálicos 4"x4"x13.

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 3.0 A 4.0 m.

Código de Colores

TIPO DE SOSTENIMIENTO

A	Sin soporte o Pernos de Fricción 7' instalados ocasionalmente
B	Pernos de Fricción 7' Sistemáticos a 1.5x1.5m ó Shotcrete Estructural 1.5" espesor.
C	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7' ó Malla + Pernos de Compresión 7' sistemáticos a 1.5x1.5m.
D	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7' sistemáticos a 1.5x1.5m ó Malla + Pernos de Compresión 7' sistemáticos a 1.2x1.2m.
E	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7' sistemáticos a 1.2x1.2m ó Malla + Pernos de Compresión 7' sistemáticos a 1.0x1.0m.
F	Shotcrete Estructural 2" + Malla + Pernos de Compresión 7' sistemáticos a 1.0x1.0m + Sh 1" ó Sh Estructural 2" + Cuadros metálicos 4"x4"x13.

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 4.0 A 10.0 m.

Código de Colores

TIPO DE SOSTENIMIENTO

A	Shotcrete Estructural 1.5" + Pernos de Compresión 7' en Bóveda sistemáticos 1.8x1.8m ó Malla + Pernos de Compresión 7' sistemáticos a 1.5x1.5m.
B	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7' sistemáticos 1.5x1.5m ó Malla + Pernos de Compresión 7' sistemáticos a 1.2x1.2m.
C	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7' sistemáticos a 1.2x1.2m.
D	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7' sistemáticos 1.0x1.0m + mas drenes con Pernos de Fricción.
E	Shotcrete Estructural 2" + Malla + Pernos de Compresión 7' sistemáticos 1.2x1.2m + Shotcrete Estructural 1".
F	Shotcrete Estructural 2" + Malla + Pernos de Compresión 7' sistemáticos 1.0x1.0m + Shotcrete Estructural 2"; de requerir se instalará Spiling Bar.

LEYENDA

Pernos de Fricción	Split Set
Pernos de Compresión	Hydrabolt ó Swellex
Puntales de Seguridad	Puntales de madera de 8" a 10" de diámetro.
Shotcrete Estructural	Shotcrete con Fibra Metálica 65/35 entre 20,30,40 Kg/m ³ ó Fibra 45/35 30,40,50kg/m ³ .
Malla	Malla Electro-soldada codada 4"x4".
Cuadros Metálicos	Cimbras Metálicas de 4"x4"x13 Libras por pie ó de 6"x6"x 20 Libras por pie.
Jack Pot	Puntales de madera de 8" a 10" de diámetro con Platos Inflables a presión hidráulica.
Túnel Linner	Segmentos de Planchas acanaladas en forma circular.
Spiling Bar	Hydrabolt Instalados en la corona del frente de avance.

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 10.0 A 20.0 m.

Codigo de Colores

TIPO DE SOSTENIMIENTO

A	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7" sistemáticos a 1.5x1.5m.
B	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7" sistemáticos a 1.2x1.2m.
C	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7" sistemáticos a 1.0x1.0m.
D	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7" sistemáticos 1.0x1.0m + mas capa de Shotcrete Estructural 1".
E	Shotcrete Estructural 2" + Malla + Pernos de Compresión 7" sistemáticos 1.0x1.0m + Sh 2" de requerir instalar Wood Pack ó Jack Pot.
F	Shotcrete Estructural 2" + Malla + Pernos de Compresión 7" sistemáticos 0.80x0.80m + Sh 2" de requerir instalar Wood Pack ó Jack Pot.

LABORES PERMANENTES SECCIÓN ENTRE 1.8 A 3.0 m.

Codigo de Colores

TIPO DE SOSTENIMIENTO

A	Sin soporte o Pernos de Fricción 5" instalados ocasionalmente.
B	Pernos de Fricción 5" Sistemáticos a 1.5x1.5m ó Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Fricción 5" en Bóveda.
C	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 5" sistemáticos a 1.5x1.5m.
D	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 5" sistemáticos a 1.2x1.2m.
E	Shotcrete Estructural 2" + Malla + Pernos de Compresión 5" sistemáticos a 1.0x1.0m + Shotcrete Estructural 1"
F	Shotcrete Estructural 2" + Cimbras ó Shotcrete Estructural + Túnel Linner.

LABORES PERMANENTES SECCIÓN ENTRE 3.0 A 5.0 m.

Codigo de Colores

TIPO DE SOSTENIMIENTO

A	Pernos de Fricción 7" instalados ocasionalmente ó Shotcrete Estructural 1".
B	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7" Sistemáticos a 1.8x1.8m.
C	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7" Sistemáticos a 1.5x1.5m.
D	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7" Sistemáticos a 1.2x1.2m + Shotcrete Estructural 1".
E	Shotcrete Estructural 2" + Malla + Pernos de Compresión 7" sistemáticos a 1.0x1.0m + Shotcrete Estructural 1".
F	Sh. Estructural 2" + Malla + Pernos de Compresión 7" sistemáticos a 1.0x1.0m + Sh Estructural 2" ó Sh. Estructural 2" + Cuadros Metálicos 6"x6"x20.

LEYENDA

Pernos de Fricción	Split Set
Pernos de Compresión	Hydrabolt ó Swellex
Puntales de Seguridad	Puntales de madera de 8" a 10" de diámetro.
Shotcrete Estructural	Shotcrete con Fibra Metálica 65/35 entre 20,30,40 Kg/m ³ ó Fibra 45/35 30,40,50kg/m ³ .
Malla	Malla Electro-soldada codada 4"x4".
Cuadros Metálicos	Cimbras Metálicas de 4"x4"x13 Libras por pie ó de 6"x6"x 20 Libras por pie.
Jack Pot	Puntales de madera de 8" a 10" de diámetro con Platos Inflables a presión hidráulica.
Túnel Linner	Segmentos de Planchas acanaladas en forma circular.
Spiling Bar	Hydrabolt Instalados en la corona del frente de avance.

Fuente: Dpto. Geomecánica Consorcio Minero Horizonte

Tabla n° 11. Geomecánica: distancias mínimas y FS sin sostenimiento.

SECCION 3.5m x 3.5m

Calidad de roca	Tipo	RMR	Distancias mínimas y FS sin sostenimiento			
			Puente (m)	FS	Pilar (m)	FS
MALA	MALA B	21 - 30	10	1.2	8	1.2
	MALA A	31 - 40	8	1.2	7	1.2
REGULAR	REGULAR B	41 - 50	7	1.2	6	1.2
	REGULAR A	51 - 60	6	1.2	5.5	1.2

SECCION 4.5m x 4.2m

Calidad de roca	Tipo	RMR	Distancias mínimas y FS sin sostenimiento			
			Puente (m)	FS	Pilar (m)	FS
MALA	MALA B	21 - 30	13	1.2	10.5	1.2
	MALA A	31 - 40	11	1.2	8.5	1.2
REGULAR	REGULAR B	41 - 50	8.5	1.2	7.5	1.2
	REGULAR A	51 - 60	7.5	1.2	6	1.2

Fuente: Dpto. Geomecánica Consorcio Minero Horizonte

En este diseño se contempla la estabilidad de la excavación, la orientación del avance de la explotación, el control de la sobre - excavación en los contactos y la fragmentación. Siempre se trata de conseguir un buen contorno y arqueado del techo.

5.5.3. Descripción del Método de explotación

La explotación de la veta Lourdes desde el nivel 2430 hasta el nivel 2330 se realizará dentro de los parámetros normales de diseño de los tajeos, es decir con una rampa tipo 8, que estará limitada por crucero y chimeneas de ventilación; a los extremos cuentan con sus respectivos echaderos de mineral y desmote que se irán integrando conforme se profundiza la rampa, una chimenea de servicios de 1.5 m x1.5 m. (a, h); dos chimeneas de ventilación a los extremos de la rampa, una que ingresa aire limpio y la otra sirve como extractor de aire viciado; rampas basculantes desfasadas en cada vuelta de la rampa. Los tajeos se iniciarán a partir de la rampa basculante dejando 12 metros de puente entre las basculantes. El acarreo de mineral se hará directamente de los tajos a los pocktes con scooptrams de 2.2 – 2.7 yd³.

Al profundizar la rampa el acarreo de mineral desde los pockets hasta los echaderos principales en el nivel 2430 se realizara con Dumpers de 12 – 16 TM y el transporte con locomotoras trolley hacia el echadero principal en la rampa 690.

5.5.4. Preparación de los tajeos

Para acceder a la veta en profundidad se construirá una rampa principal tipo 8. Desde el nivel 2430 al nivel 2330 con una sección de 3.5 x 3.5 m. y gradiente de -15%. A partir de esta rampa se construirán las basculantes hacia los tajeos conforme avanza la explotación.

- **Rampas Basculantes:** Inician en la rampa principal y interceptan la veta en cada vuelta de la rampa de acá se desarrolla las galerías a ambos lados, están desfasadas para no limitar la preparación y dejar la siguiente basculante lista para continuar la explotación. Se corren perpendiculares a la veta del centro de la rampa la gradiente es de 15%. Su sección es de 3 m x 3 m.
- **Galerías:** Se desarrollan a ambos lados de las basculantes sobre veta su sección varían en función de la potencia de la veta; se está poniendo como promedio 3 m x 3 m. gradiente de 1%. Concluidas las galerías se colocará loza de concreto de acuerdo a los parámetros de resistencia calculados por el área de obras civiles.
- **Crucero para ventilación:** Se corren de los extremos de la rampa para iniciar y conectar chimeneas de ventilación, son paralelos y al piso de la veta en la mayoría de casos dejando un pilar de 20 - 30 metros entre cada crucero, son de 3 m x 3 m y gradiente de 1%.
- **Cruceros para pockets:** Se construyen cada vuelta de la rampa al medio para iniciar y conectar las chimeneas de mineral y desmonte a donde se echará con el scoop. Después de aquí se transportará el mineral con Dumper hasta el echadero en el nivel 2430 son de 3 m x 3m donde cargará el Dumper. Se amplía a 3.5 m x 3.5 m, con gradiente de 1%.

- **Cruceros para chimenea de servicios:** Se construirá en cada basculante para iniciar y comunicar las chimeneas de servicios. Son de 2.4 m x 2.4 m y gradiente 1%.
- **Chimeneas de ventilación:** Se construirá una chimenea raise climber de sección 2 m x 2m con inclinación de 84° y chimeneas convencionales de 2 m x 2 m que se irán integrando entre sí para dar continuidad al circuito de ventilación.
- **Chimeneas para pockets:** Son chimeneas paralelas en medio de la rampa separadas con un puente de 10 m. Estas chimeneas servirán de echaderos de mineral y desmonte de los tajos con una sección de 1.5 m x 1.5 m con inclinación de 68°
- **Pozas de bombeo:** Se construirán en todas las basculantes para acumular el agua de la rampa principal y de los tajos y bombearlos al nivel 2430 por la chimenea de servicios. La sección será de 3 m x 3 m y gradiente de -15%.
- **Refugios:** Se construirán refugios cada 50 m en las rampas principales, cruceros de ventilación y galerías de 2 m x 2 m con gradiente 1%.

5.5.5. Preparación del tajeo

Una vez concluida la preparación y la infraestructura se colocara loza de concreto en el piso de las galerías, después se iniciara la explotación inicialmente en el nivel 2380 posteriormente en el nivel 2330 se realizan los siguientes trabajos:

- Desquinchar todos los pilares de mineral que se hubiesen dejado en las galerías en retirada.
- Rellenar toda la galería con relleno hidráulico.
- Rebatir la rampa basculante topografía debe marcar la rasante para llegar a la corona de la galería rellena.
- Iniciar el minado del tajo con perforación en breasting a ala sur primero después cuando el ala sur este en relleno se minara el ala norte para no dejar de producir en el tajo.

- Terminado el corte a ambas alas, iniciar la secuencia mencionada arriba nuevamente.

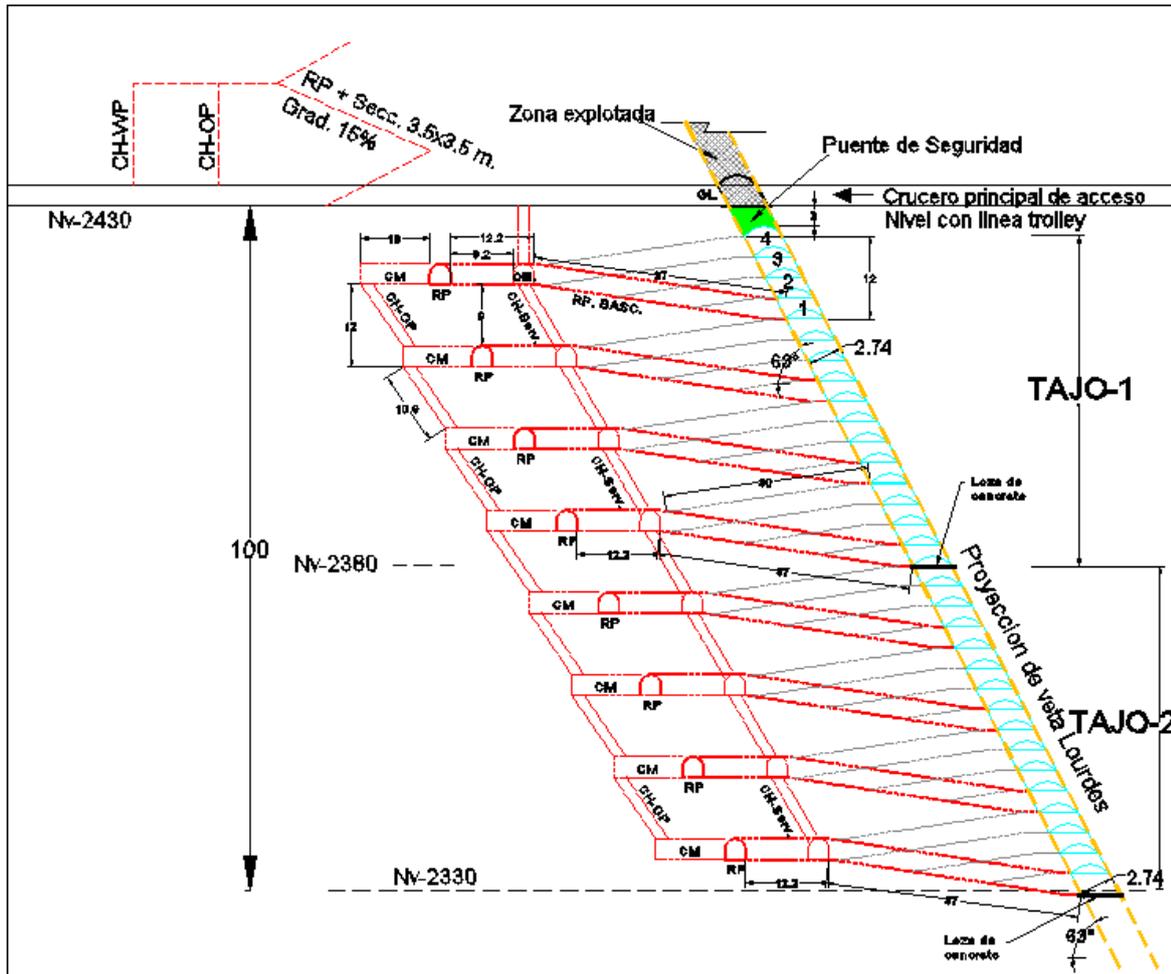


Figura n° 11. Vista lateral diseño del método de explotación con rampas basculantes mecanizado con labores de servicios.

Fuente: Elaboración propia en software Autocad.

5.6. Explotación

Se están optimizando las fases del ciclo de minado: desate, perforación, voladura, acarreo, transporte, y relleno hidráulico. Estamos preparando con las rampas basculantes que estén listas para entrar en explotación, cuando termine la anterior.

También estamos secuenciando el minado, que todas las fases se hagan simultáneamente en los tajos, con el único propósito de obtener un flujo constante de mineral. La duración del minado se ha reducido considerablemente de 10.5 horas que

era en convencional, a 5 horas aproximadamente por ser todo el minado mecanizado, mediante la aplicación de adecuados trazos de perforación, la disminución del número de disparos por corte, una mejor fragmentación, con un acarreo más eficiente y la práctica del relleno hidráulico optimizado. Como consecuencia se está logrando elevar la producción.

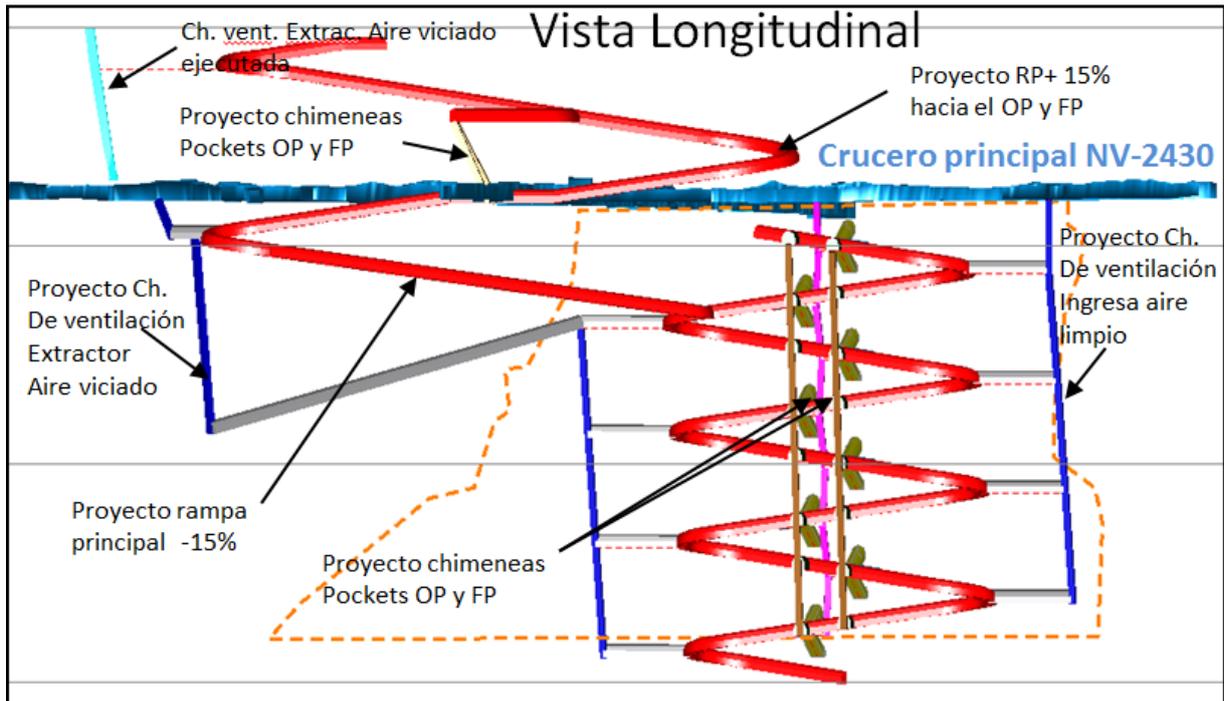


Figura n° 12. Vista longitudinal diseño método de explotación

Fuente: Elaboración propia en software Minesight.

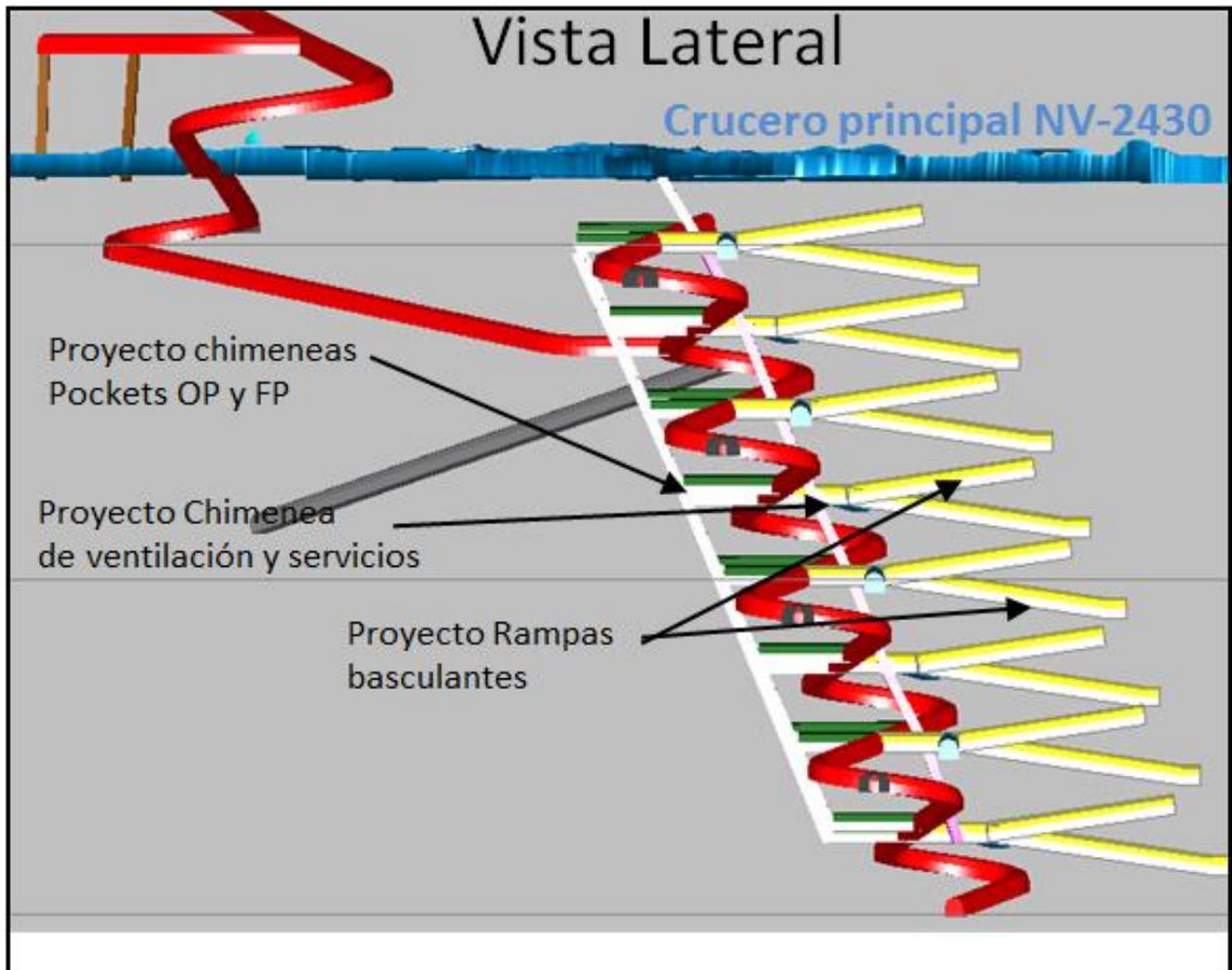


Figura n° 13. Vista lateral diseño del método de explotación

Fuente: Elaboración propia en software Minesight.

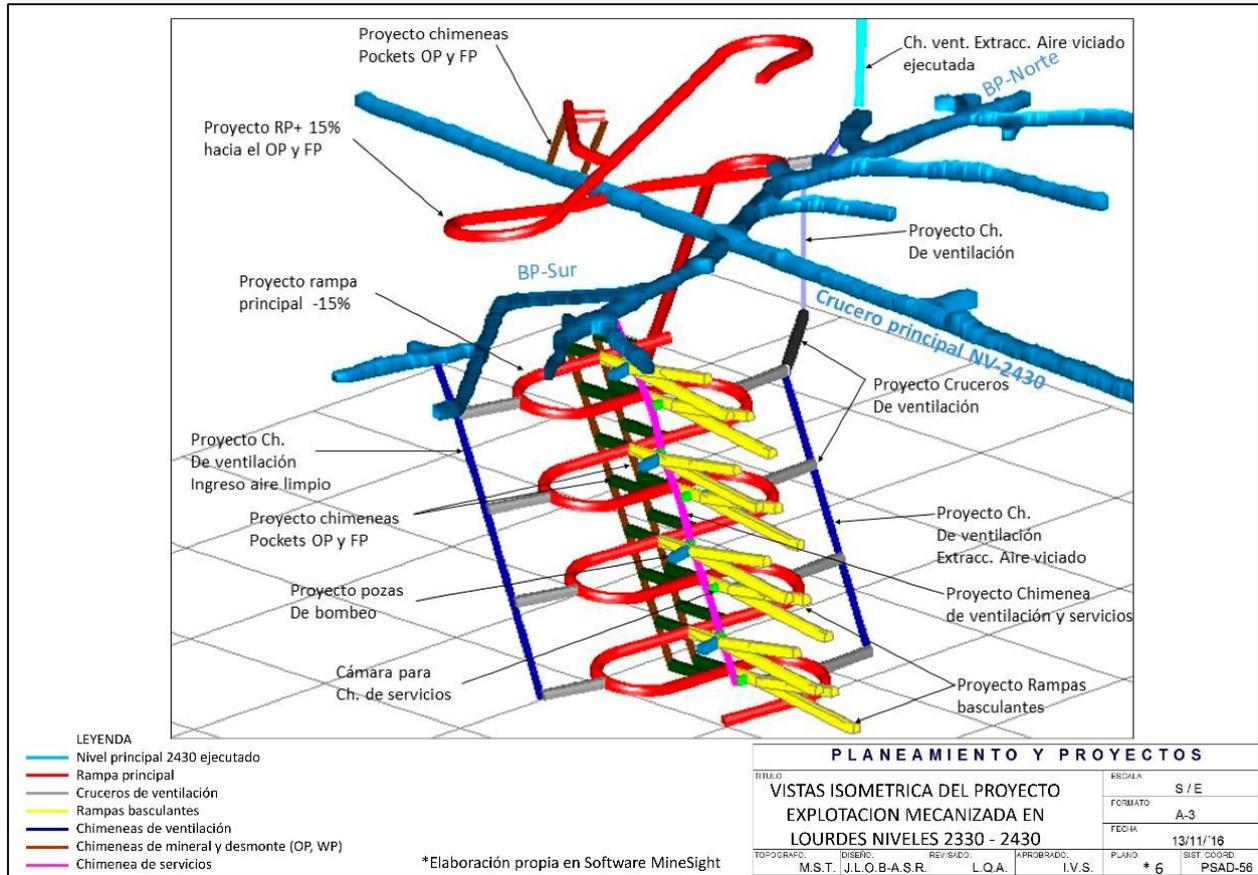


Figura n° 15. Vista Isométrica del Proyecto Explotación Mecanizada en Lourdes Niveles 2330 – 2430.

Fuente: Elaboración propia en software Minesight.

5.7. OPERACIONES UNITARIAS

5.7.1. Desate y Perforación

Previa a la perforación de los tajeos se realiza el desate de rocas en el techo y los hastiales. La altura del techo tanto para el desate como para la perforación es de 3 a 4.5 metros, considerando que esa es la altura estándar para el mejor trabajo del equipo. La perforación se realiza con Jumbos Hidráulicos de un brazo.

5.7.2. Equipo de Perforación

- Marca : Atlas Copco
- Modelo : Boomer S1 D-DH
- Perforadoras : COP-1638HD+

➤ Voltaje	:	440 V
➤ RPM	:	220
➤ Presión de rotación	:	50 – 60 Bares
➤ Presión de percusión	:	120- 185 Bares
➤ Presión de agua	:	10-12 Bares
➤ Velocidad de penetración	:	1.2 min./ 10 pies
➤ Rendimiento	:	100 tal/guardia
➤ Disponibilidad Mecánica	:	85 %

5.7.3. Accesorios de Perforación

➤ Barras Hexagonales	:	R-32 / 10 -14 pies
➤ Brocas de botones	:	45 mm

5.7.4. Parámetros de Perforación

➤ Malla de perforación	:	1.0 x 1.0 m
➤ Longitud de perforación	:	10 pies
➤ Diseño perforación	:	En Breasting
➤ Angulo de inclinación	:	0°
➤ Altura de corte	:	3.0 m. en promedio
➤ Rotura por taladro	:	2.0 TM/tal.
➤ Tonelaje perforado	:	54 TM/gdia
➤ Metros perforados	:	81 m
➤ Tonelaje por metro	:	1,5 TM/m perforado

5.7.5. Diseño de Malla

El diseño de nuestra malla de perforación está basado en el modelo matemático de C. Konya. El diseño de la malla es con pre-corte para minimizar el daño al contorno del tajo y las cajas, también contempla lograr una buena fragmentación que nos permita mantener o mejorar nuestros niveles de eficiencia en el carguío y transporte.

5.7.6. Paralelismo en la perforación

Es uno de los aspectos que se tiene que controlar significativamente mantener el paralelismo en la perforación nos va a permitir controlar la sobre excavación disminuir la dilución y dañar menos las cajas y el contorno de los tajos disminuyendo los costos de transporte y sostenimiento.

5.7.7. Voladura

En la voladura de producción se hace necesario tener cara libre, esta cara libre se da al rebatir la rampa basculante hasta el techo de la galería al rellenarse queda una cara libre de aproximadamente 0.8 – 1.0 m. la voladura es por filas de taladros a todo lo ancho económico del tajeo, para obtener una adecuada fragmentación, la secuencia y salida del disparo es en forma de "V"
“

5.7.8. Carguío

El carguío de los taladros es manual.

5.7.9. Explosivos y Accesorios de Voladura

- Taladros pre-corte :Exablock 7/8" x 7"
- Carga Columna :Emulex 45 5/8"x 12"
- Accesorios :Exanel, Pentacord y Guia de seguridad Blanca

El consumo de explosivos es un rubro muy importante que está siendo optimizado.

5.7.10. Factor de Potencia

Es uno de los parámetros más importantes en la voladura pues nos indica el consumo de explosivos por TM volada para tener la granulometría apropiada, y que no haya necesidad de efectuar voladuras secundarias para su manipuleo por parte de los equipos de transporte.

Anteriormente la carga por taladro no era controlada adecuadamente, llegándose a cargar toda la longitud del taladro, lo cual no se reflejaba en una mejor voladura.

Actualmente se está controlando que el carguío sea como máximo la $\frac{1}{2}$ de la longitud del taladro, teniendo en cuenta que si se usa tacos esto puede mejorar.

Estamos calculando un factor de 0.27 Kg./TM, debido al cambio de malla de perforación.

5.7.11. Limpieza

La limpieza de los frentes de trabajo y los tajos serán con Scoops de 2.2 – 2.7 yd³ hasta los echaderos de mineral y desmonte ubicados en medio de la rampa la distancia promedio es de 140 m. Se requiere de una atención constante en lo que se refiere al mantenimiento de vías, que afectan directamente al rendimiento y vida de llantas de Dumpers y Scoops, velocidad de extracción, disponibilidad mecánica de los equipos y producción.

5.7.12. Equipos

El mineral proveniente de los tajeos de explotación del nivel 2380 y 2330 se extraen hasta los echaderos del nivel 2430 con camiones de 12 y 16 TM. El Carguío se realiza desde los pocktes.

La Empresa cuenta con estos camiones DUX de 12 y 16 Toneladas. En función a la distancia de los tajeos hacia el echadero en el nivel 2430, y poder cumplir con el programa de acarreo y transporte, se determinó la siguiente necesidad de equipos:

- 02 Scoop de 2.7 yd³
- 02 Camión Dumper de 12- 16 TM

5.7.13. Características Técnicas del Carguío

➤ Densidad del mineral roto	:	2.70 TM/m ³
➤ Factor de Carguío	:	0.90
➤ Factor de esponjamiento	:	30 %
➤ Distancia de acarreo	:	400 – 800 m.
➤ Turnos por día (12 h.)	:	2
➤ Disponibilidad mecánica	:	85% mínimo

➤ Horas efectivas trabajadas : 7.0 hr/guardia

5.7.14. Costo Horario de Equipos

La Tabla n°. 12 muestra los rendimientos y costos de cada tipo de unidades utilizadas.

Tabla n° 12. Rendimiento y costos de los equipos de carguío y acarreo

Equipo	Capacidad	Propietario	Disponibilidad prog.	Disponibilidad Real	Utilización Neta	Costo US\$/tn
DUMPER BP-02	12 TN	CMH	93%	91%	77%	1.45
DUMPER BP-03	12 TN	CMH	92%	86%	81%	1.50
SCOOP SC-15	2.2 yd3	CMH	94%	88%	60%	0.94
SCOOP SC-16	2.2 yd3	CMH	93%	91%	53%	0.89

Fuente: Consorcio Minero Horizonte.

CAPÍTULO 6. RESULTADOS

6.1. Productividad del método corte y relleno mecanizado en Mina Lourdes

Tabla n° 13. Productividad del método corte y relleno mecanizado en Mina Lourdes

Potencia veta diluida Promedio	2,74	m
Altura Corte	3,0	m
Factor de corrección de sección (K)	0,9	
Longitud Barra de perforación con Jumbo	3,0	m
Rendimiento de perforación	0,9	%
Perforación efectiva	2,70	m
Densidad mineral	2,7	tn/m3
Humedad del Mineral	6	%
Producción TMS	54	TMS/disparo
Disparos por día	2	uni
Producción día	108	TMS/día
Producción mes	2.589	TMS/mes
Producción mes	2.744	TMH/mes

Nota: De los 30 días del mes los tajos en CMH solo producen 24 días, los días restantes son para RH, rebatido de las basculantes y servicios.

Fuente: Elaboración propia.

6.2. Análisis de rentabilidad y costos

Con el objetivo de tener una idea más clara acerca del efecto de las variables económicas de este proyecto; se ha llevado la evaluación económica a 30 meses (2.5 años), tiempo en el que se ejecutará en su forma parcial la extracción del cuerpo mineralizado, tomando como base la inversión realizada, así como las ganancias obtenidas durante la operación.

El método Corte y relleno mecanizado es un método de alta producción y bajo costo y es frecuentemente seleccionado como un método subterráneo primario cuando el minado superficial de un depósito no es largamente económico. Después de formular un proyecto es necesario evaluarlo para saber si financieramente es viable o no. Para evaluarlo existen varios índices tales como el Valor Actual Neto (VAN), que es un índice universal, y el que mejor sirve como indicador.

Otro índice muy utilizado es la Tasa Interna de Retorno (TIR), índice que debe tomarse con precauciones para que resulte confiable. Hay ocasiones que al evaluar un proyecto, el VAN dice una cosa, y al evaluarlo con la TIR, dice otra cosa; en dicho

caso, el VAN debe ser el índice a seguir como guía en la evaluación del proyecto, y reformular la metodología del cálculo de la TIR hasta que ambos resultados concuerden.

La fórmula para el cálculo del valor actual neto es la siguiente:

$$VAN = \sum (Ingresos - Egresos) : \left\{ \begin{array}{l} > 0 : \text{bueno} \\ = 0 : \text{indiferente} \\ < 0 : \text{malo} \end{array} \right\}$$

La viabilidad económica del proyecto se encuentra no sólo en el menor costo de operación, sino en el volumen de producción diario y en el menor tiempo de explotación.

Tabla n° 16. Cronograma de producción corte y relleno mecanizado

N°	NIVEL	LABORES MINERAS	OBSERVACION	ANC (m)	ALT (m)	L. PERF. (m)	LONG. TJ (m)	PU General \$/tn	PU \$ Sost.	Mes-1	Mes-2	Mes-3	Mes-4	Mes-5	Mes-6	Mes-7	Mes-8	Mes-9	Mes-10	Mes-11	Mes-12	Mes-13	Mes-14	Mes-15	Mes-16	Mes-17	Mes-18	Mes-19	Mes-20	Mes-21	Mes-22	Mes-23	Mes-24		
1	2380	TAJO-1	Tajo de explotacion	2,74	3	2,7	117	236,8							2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589			
2	2330	TAJO-2	Tajo de explotacion	2,74	3	2,7	157	236,8											2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589	2589			
3																																			
TOTAL PRODUCCION (TMS)														0	2589	2589	2589	2589	2589	5177	5177	5177	5177	5177	5177	5177	5177	5177	5177	5177	5177	5177	5177		
VALOR DEL MINERAL (VENTA US\$)															1.329.743	1.329.743	1.329.743	1.329.743	1.329.743	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486	2.659.486
BENEFICIO O UTILIDAD US\$										0	0	0	0	0	473.330	496.712	527.300	543.389	532.314	1.207.043	1.232.149	1.285.950	1.433.474	1.433.474	1.433.474	1.433.474	1.433.474	1.433.474	1.433.474	1.433.474	1.433.474	1.433.474	1.433.474	1.433.474	1.433.474
															10,540,350					31.656,450															

Mes-25	Mes-26	Mes-27	Mes-28	Mes-29	Mes-30	TOTAL TMS
1621						50806
2589	2589	2589	2589	2589	1621	50806
4209	2589	2589	2589	2589	1621	101612
2.162.172	1.329.743	1.329.743	1.329.743	1.329.743	832.424	78.984.938
1.165.313	716.737	716.737	716.737	716.737	448.571	53.163.500
7.929.608						

Fuente: Elaboración propia

En la tabla n° 15, se puede observar que la vida de explotación del tajo con el método corte y relleno mecanizado en el nivel 2430, es de 2.5 años.

En resumen, el beneficio o utilidad durante estos 2.5 años se muestra en la tabla n° 17.

Tabla n° 17. Flujo de caja económico corte y relleno mecanizado

AÑOS	BENEFICIO O UTILIDAD US\$
0	26.622.077
1	10.540.350.23
2	31.656.449.70
3	7.929.607.83

Fuente: Elaboración propia.

Los indicadores económicos que arroja el proyecto son:

VAN: 20.835.210 US\$
TIR: 35 %
C/B: 1.96

CAPÍTULO 7. DISCUSIÓN

7.1. Reservas Probadas

Las reservas probadas obtenidas del modelo de bloques del Minesight con Interactive Planner (IP) es de 101, 612 TMS (Ver Tabla N° 7).

7.2. Características de la roca caja

Las cajas son calificadas como malas. La explotación es caja a caja, su peso específico es de 2.5 TN/M³. RQD 20%, RMR 25 – 35 (Ver Tabla N° 9).

7.3. Mineral

Su peso específico in-situ es de 2.7 TM/m³.

La estructura mineralizada es medianamente dura se estima entre 25 – 50 MPa.

RQD: de 0 a 25%, que considera a la roca como muy mala. Espaciamiento de discontinuidades: muy fracturada entre 0.06 a 0.20m. RMR: 25-35 (Ver Tabla N° 9).

7.4. Productividad del método

Los tiempos de ciclo calculados del método de explotación corte y relleno mecanizado para perforación es de 1.5 a 2 horas, la limpieza de 1 a 1.5 horas, sostenimiento es de 0.5 a 1.5 horas y la extracción de 54 TM/disparo haciendo una producción estimada de 108 TMS/día, considerando una densidad del mineral de 2.7 TN/m³.

7.5. Evaluación económica

El VAN es US \$ 20.835.210 (positivo). Como este VAN es positivo, el proyecto es viable.

TIR de esta operación es el 35%, superior al 14% (COK)

Costo / Beneficio del proyecto es 1.96 esto nos dice que por 1.96 dólar invertido, se gana 1 dólar.

CONCLUSIONES

- La aplicación del método de explotación corte y relleno mecanizado es una gran alternativa para incrementar la producción en Mina Lourdes, con 101, 612 TMS con una potencia diluida de 2.71m y ley diluida promedio de 12.63 g/TM. Las características geomecánicas favorables de la roca caja y el mineral, es aceptable el método a aplicar.
- Se diseñaron las labores para aplicar el método de explotación corte y relleno mecanizado para un avance de 2,990 m y un ritmo de producción de 108 TMS/día; considerando rampas, cruceros de ventilación, chimenea de ventilación, ore pass, cruceros para pocktes OP y FP, cámaras, chimeneas de ventilación, chimeneas de servicios, poza de bombeo, rampas basculantes, galerías sobre veta y refugios cada 50 m en todas las labores.
- Se determinó el valor de las actividades de preparación, que asciende a US\$ 2'560,140. para un avance de 2,990 m, concluyéndose que el costo de preparación es de US\$ /m 856.23
- Se determinó el valor de las inversiones que asciende a US\$ 26'622,077 para un avance de 2,990 m, concluyéndose que el costo del método es de US\$ /m 8,903.70
El cronograma de inversiones es para un periodo de 14 meses.
- La evaluación económica realizada de manera específica para este proyecto nos indica que es viable y a la vez rentable (VAN: 20'835,210 TIR: 35 % C/B: 1.96). El periodo de retorno de la inversión inicial (CAPEX) es de 8 meses, ya que en el 8vo mes se recupera los 2'560.140 US\$ que se invertirán en la preparación de la mina para su explotación. Esto nos indica que con la producción de 2 meses de un solo tajo se pagara todas las preparaciones.

RECOMENDACIONES

- Realizar el inventario de reservas con anchos mínimos, a fin de incrementar el valor de la mina Lourdes (incremento de vida de la mina por incremento de reservas) y la aplicación del método de explotación corte y relleno mecanizado para anchos mínimos.
- Realizar el estudio geomecánico para la recuperación segura y racional de reservas existentes en puentes y pilares de zigzag (rampas), para la aplicación del método de corte y relleno mecanizado.
- El control en la perforación y voladura es de vital importancia para disminuir los costos, al controlar la voladura controlamos el sostenimiento, la sobre rotura y esto nos permite cumplir con los ciclos operativos y por ende cumplir los con los cronogramas establecidos. Utilizar guidores para mantener el paralelismo de la perforación, utilizar tacos de arcilla para una mejor distribución de la energía.

REFERENCIAS

- CORNEJO F. (1996) *Estudio Geológico de la mina Parcoy- Buldibuyo C.M.H.-Real Aventura*, informe interno:2-3,10-12.
- ECHEVARRÍA FLORES, V. (2014). *Métodos de explotación subterránea 5ta clase*. Universidad Continental. Huancayo, Perú.
- GARCÍA SANDOVAL, G. (2010). *Optimización del sistema de minado empleando raise boring para reducir los costos en el tajeo 270 de la zona Jimena – Cia minera Raura SA*. Universidad Nacional de Piura. Piura – Perú.
- HAEBERLIN Y.et al. (2000). *Fluid inclusión Study on Mesothermal Gold of the Pataz Province*.
- HAMRIN, H. (2014). *Underground Mining Methods and Applications*.
En: <http://www.ct.ufrgs.br/laprom/Underground%20Mining%20Methods.pdf>
- HASSAN HARRAZ (2014). *Introduction; application of Cut-and Fill (C & F) stoping; the activity of the (C & F) method; Stages of the production cycle of the C & F method; Sequences of extracting ore bodies; Filling in C & F Method; About filling of stopes; Functions of filler; Types of fillers; Advantages and disadvantages of the C & F method*. Alejandría – Egipto
En: <http://es.slideshare.net/hzharraz/cut-and-fill-stoping>
- MANUAL GENERAL DE MINERIA Y METALURGIA (2014). Portal Minero. Chile.
<http://geolibrospdf.blogspot.com.ar/2014/08/manual-general-de-mineria-y-metalurgia.html>
- MIRANDA C. (1997). *Alteraciones asociadas a la Mineralización aurífera en el Batolito de Patáz, IX Congreso Peruano de Geología, Vol. IX: 111-114*.
- NELSON E. (2003). *Geología Estructural Aplicada a la Exploración*. Taller realizado en las instalaciones de la Cía. Consorcio Minero Horizonte.
- PEDRAZA ORTIZ, S. (2015). *Método de explotación: Cut and fill (corte y relleno)*.
En: <https://prezi.com/hzhavncbkc7r/metodo-de-explotacion-cut-and-fill-corte-y-relleno/>
- ROJAS VIDAL, M. E. (2013). *Cut and Fill*. Chile.
En: <http://es.slideshare.net/MarceloEduardoRojasVidal/cut-and-fill>
- TIPE QUISPE, V. (2004). *Implementación de Chimeneas Usando el Método VCR en la Compañía Consorcio Minero Horizonte*. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima _ Perú.
- TAPIA CABANILLAS, M. (2008). *Formulación de un modelo geológico-estructural, en el sistema de vetas de la franja oeste del yacimiento minero de Parcoy, Consorcio Minero Horizonte*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Lima _ Perú.

ANEXOS