

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Optimización de la rentabilidad en las operaciones de
las vetas San Cristóbal Sur Oeste de la mina San
Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor: Bach. Onan Fernando ESPINOZA BONILLA

Asesor: Ing. Floro Pagel ZENTENO GOMEZ

Cerro de Pasco – Perú - 2018

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Optimización de la rentabilidad en la explotación de las
vetas San Cristóbal Sur Oeste de la mina San Cristóbal
de la Compañía Minera Volcan S.A.A.”**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

**Mg. Joel OSCUVILCA TAPIA
PRESIDENTE**

**Dr. Ricardo CABEZAS LIZANO
MIEMBRO**

**Mg. Silvestre BENAVIDES CHAGUA
MIEMBRO**

DEDICATORIA

El presente trabajo se lo dedico especialmente a Dios y a mis padres: Moisés ESPINOZA COLLAO y Nelva BONILLA SANCHEZ, por haber sido el principal cimiento para la construcción de mi carrera profesional, sentó en mí las bases de la responsabilidad y deseos de superación.

AGRADECIMIENTOS

A mi alma mater la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, a mis profesores por los conocimientos que nos brindaron en la Universidad, con el objetivo de hacernos competitivos.

A todos mis compañeros y amigos de la Mina San Cristóbal por su apoyo durante el tiempo que pude compartir experiencias, a los Directivos de la Empresa por su dedicación y enseñanza otorgada.

A mis padres Moisés ESPINOZA COLLAO y Nelva BONILLA SANCHEZ, y a mi familia en general por estar siempre dándome esa fuerza para continuar y cumplir mis objetivos.

RESUMEN

En el transcurso del año 2016 se avanzó el desarrollo y las preparaciones sobre las cuatro estructuras principales, y se logró asegurar la producción sobre las áreas de mejor ley y potencias. Se dio mayor atención a desarrollos de tajos en la profundización de la mina. Asimismo, para compensar el déficit de tonelaje, se habilitó la zona alta Chumpe sobre las vetas San Cristóbal. Por otro lado, se continuó con la estandarización de la mina, a fin de mejorar las condiciones de las labores evitando pérdidas en el proceso productivo.

La mina San Cristóbal constituye una Unidad de Producción actual de la Compañía Minera Volcan S.A.A. el cual es un yacimiento polimetálico de Zinc, Plomo, Cobre y Plata, conformada por cuatro minas subterráneas y un tajo abierto, cuyo mineral es tratado en tres plantas concentradoras, con una capacidad instalada de 11,350 toneladas por día. Durante el 2015, el tratamiento de mineral en sus tres plantas concentradoras alcanzó 4.0 millones de toneladas, con leyes de 4.76% Zn, 0.73% Pb, 0.15% Cu y 3.72 oz Ag/TM, lo que representa el 50% del mineral tratado de Volcan consolidado.

El método principal de minado en la Mina San Cristóbal se ha determinado por la estimación de las reservas, siendo el método Sublevel Stopping, con una participación del 56% del total de mineral, mientras que el método Over

Cut and Fill (OCF), ocupa el 32% y el método de cámaras y pilares (OCFP) el 12%.

La Mina San Cristóbal en su proceso de estabilización de la producción, ha logrado incrementar su aporte de mineral en 23% respecto al año 2015. Asimismo, se ha continuado con los proyectos del sistema de bombeo en la zona central y la construcción de una subestación eléctrica, los cuales han permitido tener una capacidad de bombeo de 300 l/s, asegurando las preparaciones en profundización. Además, existe una línea estratégica de exploración orientada a elevar la categoría de los recursos inferidos a medidos indicados, con resultados favorables interceptando grados de mineralización polimetálica en algunas vetas como es el caso de la Veta San Cristóbal. El sistema empleado para este proceso de exploración es el Sublevel Stopping, aportando seguridad y productividad, constituyéndolo como un sistema con muchas ventajas el cual abordaremos en el presente.

Palabras claves: Optimización de operaciones.

SUMMARY

During the course of 2016, the development and preparations on the four main structures were advanced, and production was secured on the areas of better law and power. Greater attention was given to pit developments in the deepening of the mine. Likewise, to compensate for the tonnage deficit, the Chumpe high zone was enabled on the San Cristóbal veins. On the other hand, the standardization of the mine was continued, in order to improve the conditions of work avoiding losses in the production process.

The San Cristóbal mine constitutes a current Production Unit of the Volcan Mining Company S.A.A. which is a polymetallic deposit of zinc, lead, copper and silver, consisting of four underground mines and an open pit, whose ore is treated in three concentrator plants, with an installed capacity of 11,350 tons per day. During 2015, the treatment of ore in its three concentrator plants reached 4.0 million tons, with grades of 4.76% Zn, 0.73% Pb, 0.15% Cu and 3.72 oz Ag / MT, which represents 50% of the treated ore. Consolidated volcano.

The main mining method in the San Cristóbal Mine has been determined by the estimation of the reserves, with the Sublevel Stopping method, with a 56% share of the total ore, while the Over Cut and Fill (OCF) method occupies 32% and the camera and pillars method (OCFP) 12%.

The San Cristóbal Mine in its process of stabilization of production, has managed to increase its contribution of ore by 23% compared to 2015. In addition, it has continued with the projects of the pumping system in the

central zone and the construction of a substation electrical, which have allowed to have a pumping capacity of 300 l / s, ensuring the deepening preparations. There is also a strategic line of exploration aimed at raising the category of inferred resources to indicated measures, with favorable results intercepting degrees of polymetallic mineralization in some veins as is the case of the San Cristóbal Vein. The system used for this exploration process is the Sublevel Stopping, providing security and productivity, constituting it as a system with many advantages which we will address in the present.

Keywords: Optimization of Operations.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de tesis titulado "OPTIMIZACIÓN DE LA RENTABILIDAD EN LAS OPERACIONES DE LAS VETAS SAN CRISTÓBAL SUR OESTE DE LA MINA SAN CRISTÓBAL DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A.", pretende actualizar los costos operativos de la Mina San Cristóbal, para el cual se ha tomado como área de estudio las vetas San Cristóbal en el que realizaremos una evaluación económica de los métodos de minado Sublevel Stopping y Over Cut and Fill o Corte y Relleno Ascendente.

En San Cristóbal los métodos tradicionales, aún son utilizados, encierran un alto costo de operación y baja productividad en la mina, por lo que ahondamos y explicamos dos métodos de minado que nos permitirá tener menores costos de operación, seguridad en su ejecución y mayor productividad.

Por otro lado, analizamos los recursos y reservas de mineral estimados conforme a definiciones Internacionales ya establecidos. Las reservas mineras incluyen al mineral clasificado como probado-probable, luego de deducir el mineral extraído los años anteriores y de efectuar reestimaciones. Los recursos mineros son evaluados por factores como: ley de mineral, dilución, minado, procesamiento, economía, entre otros; siendo excluidas las zonas intangibles y/o no minables debido a varios factores como presencia de infraestructura o cercanía a la superficie.

Finalmente, el presente proyecto nace como respuesta a la necesidad de mejorar e incorporar nuevas técnicas de excavación de chimeneas y piques mineros más seguros y de mayor productividad que no necesariamente son nuevos, sino más bien, poco utilizados en la minería mediana y pequeña.

La tesis se ha dividido en 6 capítulos:

El Capítulo I, menciona sobre el planteamiento del problema.

El Capítulo II, trata sobre el marco teórico.

El Capítulo III, desarrolla la metodología de la investigación.

El Capítulo IV, menciona sobre generalidades.

El Capítulo V, refiere sobre los costos operativos de la Veta San Cristóbal Sur Oeste.

El Capítulo VI, alude sobre las conclusiones y recomendaciones.

ÍNDICE

“OPTIMIZACIÓN DE LA RENTABILIDAD EN LAS OPERACIONES DE LAS VETAS SAN CRISTÓBAL SUR OESTE DE LA MINA SAN CRISTÓBAL DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A.”

DEDICATORIA	<i>i</i>
AGRADECIMIENTOS	<i>ii</i>
RESUMEN	<i>iii</i>
INTRODUCCIÓN	<i>vii</i>
CAPÍTULO I	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA	1
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.2.1. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA GENERAL	2
1.2.2. FORMULACIÓN DE LOS PROBLEMAS ESPECÍFICOS	2
1.3. OBJETIVOS	3
1.3.1. OBJETIVO GENERAL.....	3
1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	3
1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
1.5. IMPORTANCIA Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN.....	5
1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	5
CAPÍTULO II	6
MARCO TEÓRICO	6
2.1. ANTECEDENTES	6
2.2. BASES TEÓRICO-CIENTÍFICOS	11
2.2.1. COSTO DE LA MANO DE OBRA	12
2.2.2. MATERIALES.....	15
2.2.3. COSTO DE EQUIPOS Y HERRAMIENTAS.....	18
2.2.4. MÉTODOS DE EVALUACIÓN ECONÓMICA CONSIDERANDO EL VALOR DEL DINERO EN EL TIEMPO	18
2.2.5. MÉTODO DEL VALOR ACTUAL NETO (VAN)	19
2.2.6. CRITERIOS DE DECISIÓN DEL VAN	21
2.2.7. TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)	22
2.2.8. CRITERIO DE DECISIÓN DE LA TASA INTERNA DE RETORNO	23
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.....	24
2.4. HIPÓTESIS	30
2.4.1. HIPÓTESIS GENERAL.....	30
2.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS.....	30

2.5.	SISTEMA DE VARIABLES	31
CAPÍTULO III		33
METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN.....		33
3.1.	TIPO DE INVESTIGACIÓN	33
3.2.	DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN.....	33
3.3.	POBLACIÓN Y MUESTRA	34
3.3.1.	POBLACIÓN	34
3.3.2.	MUESTRA	34
3.4.	MÉTODOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	36
3.5.	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE LA RECOLECCIÓN DE DATOS.....	36
3.5.1.	TÉCNICAS.....	36
3.5.2.	INSTRUMENTOS	36
3.6.	TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....	36
3.7.	TRATAMIENTO ESTADÍSTICO DE LOS DATOS.....	37
CAPÍTULO IV.....		38
LA MINA SANCRISTÓBAL.....		38
4.1.	GENERALIDADES.....	38
4.2.	UBICACIÓN.....	42
4.3.	ACCESIBILIDAD	43
4.4.	GEOGRAFÍA	47
4.5.	CLIMA	48
4.6.	MARCO GEOLÓGICO	49
4.6.1.	GEOLOGÍA REGIONAL.....	49
4.6.2.	GEOLOGÍA LOCAL	72
4.6.3.	YACIMIENTOS MINERALES	81
4.7.	MÉTODO DE MINADO SUBTERRÁNEO	84
4.7.1.	MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	85
4.7.2.	MÉTODO DE TAJEO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS.....	88
4.8.	RESERVAS MINERAS DE LA MINA SAN CRISTÓBAL	90
4.8.1.	RESERVAS MINERAS SEGÚN MÉTODO DE MINADO Y LEYES	91
4.9.	RECURSOS MINERALES DE LA MINA SAN CRISTÓBAL	94
CAPÍTULO V.....		96
COSTOS OPERATIVOS DE LA VETA SAN CRISTÓBAL SUR OESTE.....		96
5.1.	EVALUACIÓN DE MÉTODOS DE MINADO	96
5.2.	CÁLCULO DE RESERVAS MINABLES Y VALOR DE MINERAL.....	99
5.2.1.	CÁLCULO DEL VALOR DEL MINERAL.....	102
5.3.	CÁLCULO DEL MARGEN DE UTILIDAD Y VALOR PRESENTE NETO.....	103
5.4.	LEY MÍNIMA DE CORTE	108

5.5. MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE “OVER CUT AND FILL”	109
5.5.1. CONDICIONES DE DISEÑO	110
5.5.2. SOSTENIMIENTO	111
5.5.3. PREPARACIÓN	112
5.5.4. EXPLOTACIÓN	113
5.6. MÉTODO DE TAJEO POR SUBNIVELES “SUBLEVEL STOPING”	121
5.6.1. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS	122
5.6.2. OPERACIONES	124
5.7. RENTABILIDAD Y COSTOS	151
5.8. EVALUACIÓN ECONÓMICA POR MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	154
5.8.1. COSTOS UNITARIOS MINADO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	154
5.8.1. COSTOS UNITARIOS MINADO TAJEO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS O SUBLEVEL STOPING	159
5.9. CÁLCULO DE LOS INDICADORES DE RENTABILIDAD:	163
5.10. PRUEBA DE HIPÓTESIS	165
CAPÍTULO VI	169
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	169
6.1. CONCLUSIONES	169
6.2. RECOMENDACIONES	173
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	175

ÍNDICE DE LÁMINAS

Lámina N° 4.1: Área de la Unidad Minera San Cristóbal.....	41
Lámina N° 4.2: Mapa de Ubicación Nacional - Departamental.....	44
Lámina N° 4.3: Mapa de Ubicación – Localización Mina San Cristóbal.....	45
Lámina N° 4.4: Plano de Accesibilidad a la Mina San Cristóbal	46
Lámina N° 4.5: Mapa Geológico Regional	71

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N° 4.1: Esquema de minado por Corte y Relleno Ascendente	87
Figura N° 4.2: Esquema de minado Sublevel Stoping.....	89
Figura N° 5.1: Diseño de carguío de taladros largos.....	138

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 4.1: Unidades de la Minera Yauli	40
Tabla N° 4.2: Evolución de las reservas minerales totales - - Volcan y subsidiarias	90
Tabla N° 4.3: Reservas Minerales Probadas y Probables - Unidad Minera Yauli	91
Tabla N° 4.4: Reservas minerales Mina San Cristóbal.....	91

Tabla N° 4.5: Reservas Mineras según Método de Minado – Categoría Probado	92
Tabla N° 4.6: Reservas Mineras según Método de Minado – Categoría Probable	93
Tabla N° 4.7: Evolución histórica de recursos minerales medidos, indicados e inferidos - Volcan y subsidiarias (millones de toneladas)	94
Tabla N° 4.8: Recursos medidos, indicados e inferidos - Unidad Minera Yauli ..	95
Tabla N° 5.1: Costos Directos Relativos según Método de Minado Subterráneo	97
Tabla N° 5.2: Selección del Método de Explotación	98
Tabla N° 5.3: Porcentaje de recuperación del mineral según método de explotación	99
Tabla N° 5.4: Cálculo de la Dilución	100
Tabla N° 5.5: Cálculo de la Dilución según método de Explotación	100
Tabla N° 5.6: Porcentaje de Dilución para el diseño	100
Tabla N° 5.7: Cálculo de Reservas y Valor del mineral por el método de Tajeo por Subniveles usando Taladros Largos	101
Tabla N° 5.8: Cálculo de Reservas y Valor del mineral por el método de Corte y Relleno	101
Tabla N° 5.9: Radio de Concentración	102
Tabla N° 5.10: Costo de Operación según el método Tajeo por Subniveles usando Taladros Largos	103
Tabla N° 5.11: Costo de Operación según el método Corte y Relleno	104
Tabla N° 5.12: Margen de Utilidad según Método de Minado	105
Tabla N° 5.13: Valor Presente Neto según Método de Minado	106
Tabla N° 5.14: Productividad según Método de Minado	107
Tabla N° 5.15: Productividad	108
Tabla N° 5.16: Determinación de la Ley de Corte	109
Tabla N° 5.17: Características principales del método Corte y Relleno	111
Tabla N° 5.18: Rendimiento de Scoop para acarreo	118
Tabla N° 5.19: Parámetros de diseño Geomecánico y Operacional del Sublevel Stoping	124
Tabla N° 5.20: Características para la perforación de la zona San Cristóbal ...	126
Tabla N° 5.21: Variables de Control en la etapa de Perforación	127
Tabla N° 5.22: Parámetros de Diseño	128
Tabla N° 5.23: especificaciones Técnicas de la Perforadora	128
Tabla N° 5.24: Diseño de Malla de perforación y voladura para taladros largos según Pearse	132
Tabla N° 5.25: Diseño de Malla de perforación y voladura para taladros largos según Langefors	133
Tabla N° 5.26: Voladura en la zona San Cristóbal	135
Tabla N° 5.27: Características del equipo de acarreo	139
Tabla N° 5.28: Índices operacionales Ciclo de Acarreo de Mineral	141
Tabla N° 5.29: Transporte de mineral zona San Cristóbal	142
Tabla N° 5.30: Características de las compresoras	145
Tabla N° 5.31: Requerimiento de aire según reglamento	147
Tabla N° 5.32: Costo de Operación relativa según método de excavación elaborado por Hartman	151
Tabla N° 5.33: Costo de Operación relativa según método de excavación elaborado por Morrison	152
Tabla N° 5.34: Costos de minado Sublevel Stoping	153

Tabla N° 5.35: Presupuesto 1 - Minado Corte y Relleno en Breasting	156
Tabla N° 5.36: Presupuesto 2 - Minado Corte y Relleno Mecanizado	159
Tabla N° 5.37: Presupuesto 3 - Minado Tajeo por Subniveles con Taladros Largos	161
Tabla N° 5.38: Presupuesto 4 - Minado Tajeo por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas.....	162
Tabla N° 5.39: Cuadro de Inversiones	163
Tabla N° 5.40: Cuadro de Utilidades Netas	163
Tabla N° 5.41: Flujo de Caja.....	163

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

Toda empresa minera busca siempre obtener mayores ganancias a partir de minimizar sus costos de producción y obtener mayor rentabilidad en sus operaciones unitarias.

La Mina San Cristóbal es una empresa perteneciente a la mediana minería en actual crecimiento en lo que se refiere a su capacidad de producción, para ello se ve en la necesidad de implementar criterios y políticas para una gestión exitosa orientado a desarrollar competencias adecuadas para lograr los objetivos estratégicos con valores organizacionales. El cual con el tiempo se traducirá en una

mejora continua del proceso de explotación y a la postre permitirá obtener una mayor rentabilidad a la empresa minera.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA GENERAL

¿Cómo influye los costos en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste en la rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.?

1.2.2. FORMULACIÓN DE LOS PROBLEMAS ESPECÍFICOS

- **Primer Problema Específico:**

¿Cómo influye la optimización de los costos de la mano de obra en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste en la rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.?

- **Segundo Problema Específico:**

¿De qué manera la optimización de los costos de los materiales en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste influye en la rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.?

- **Tercer Problema Específico:**

¿Cómo la optimización de los costos de los equipos en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste influye en la rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.?

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. OBJETIVO GENERAL

Optimizar los costos en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste para obtener mayor rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- **Primer Objetivo Específico:**

Comprobar que la optimización de los costos de la mano de obra en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste influye en la rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

- **Segundo Objetivo Específico:**

Demostrar que la optimización de los costos de los materiales en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste influye en la rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

- **Tercer Objetivo Específico:**

Probar en qué medida la optimización de los costos de los equipos en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste influye en la rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El alto costo de operación y la baja productividad de los métodos tradicionales aplicados actualmente en la mina nos obliga a cambiar a otros métodos de tal manera que nos permita mejorar el proceso productivo, esto como una alternativa que nos permita tener menores costos de operación con mayor productividad y eficiencia y lo más importante tener operaciones seguras con bajos índices de frecuencia, severidad y accidentabilidad en las operaciones.

1.5. IMPORTANCIA Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN

Los objetivos establecidos dentro de plan estratégico de la Mina San Cristóbal en cuanto se refieren al análisis de costos en sus operaciones mineras, conducen a la generación del valor económico y obtener las máximas utilidades para sus accionistas. Por tanto, esta investigación permitirá conocer el margen adecuado de utilidades, también podría aplicarse a otras minas que cuenten con características similares a la presente.

1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

En el desarrollo de la presente investigación, prácticamente no hubo limitaciones en lo referente a la obtención de los datos, debido a las facilidades otorgadas por los directivos de la Empresa. En todo caso las únicas limitaciones que se presentaron fueron referidas al financiamiento para la elaboración de esta investigación y la falta de apoyo del personal especializado.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES

La mina de San Cristóbal, políticamente está ubicada en el distrito de Yauli, provincia del mismo nombre, departamento de Junín. Geográficamente se encuentra en el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes centrales del Perú; a 110 Kms. en línea recta, de la ciudad de Lima. Sus coordenadas geográficas son 76° 05' de longitud Oeste, 11° 43' de latitud Sur. La altitud media del distrito es de 4,700 mts sobre el nivel del mar.

La mina San Cristóbal es fácilmente accesible, utilizando la carretera central, de la cual cerca de la localidad de Pachachaca, parte un ramal de 20 kilómetros que conduce a San Cristóbal; además, el ferrocarril central tiene una estación en Yauli a 12 kilómetros del área.

Los primeros trabajos de exploración fueron realizados por la Cerro de Pasco Corporation durante los años comprendidos entre 1928 y 1930, estos trabajos exploratorios fueron realizados en concesiones arrendadas; los resultados un tanto desalentadores acompañados por los bajos precios del plomo y zinc en el mercado internacional, determinaron la postergación de la Exploración y Desarrollo hasta el año 1936; a partir de este año, hasta 1938, en base a las reservas anteriormente cubicadas, se construyó la Planta Concentradora de Mahr Túnel, se instaló el cable carril de 12 kilómetros que une Mahr Túnel y San Cristóbal, y por último se inició la producción sistemática a fines de 1938. Una posterior fluctuación de los precios de los metales que producía este distrito causó una nueva paralización en 1949, que se prolongó hasta 1952, año desde el cual ininterrumpidamente se explota minerales de cobre, plomo, zinc y plata.

En agosto de 1967, la Planta Concentradora de Tungsteno; inició el tratamiento de dicho mineral, hasta agosto de 1984, fecha en la que se paraliza este tratamiento. A partir de octubre de 1997 Volcan Cía.

Minera S.A.A Adquiere la propiedad de la mina y se empieza a enviar mineral a la planta Victoria.

Para el año 2015 se tiene el siguiente programa de producción mensual promedio de 4,300 toneladas diarias en los primeros meses y luego se ira aumento progresivamente la producción, haciendo un total de 1, 603,250 toneladas al año. Los porcentajes promedios de mineral son: 0.15% Cu, 1.01% Pb, 6.42% Zn y 117.77 Oz. Ag.

En la siguiente tabla observamos las operaciones mineras en Yauli, tanto minas como plantas concentradoras, siendo una de ellas la Mina San Cristóbal.

A continuación se mencionan algunos de los estudios que se han elaborado con respecto a optimización de costos:

MENDEZ HUAYTA, Félix Rubén. Optimización del Sistema de Ventilación Utilizando Programa VNET PC2003, Mina San Cristóbal, Lima, 2012, 153 págs. (Ingeniero de Minas). Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería. Las conclusiones del trabajo es que usando el programa VNET se puede evitar derroches en gastos de construcción de chimeneas, ya que algunas veces estas chimeneas no sirven mucho para el circuito principal de ventilación ya sea por estar mal ubicadas o generar cortocircuitos en la red principal, esto se puede verificar en todos los circuitos simulados en la Mina San Cristóbal donde la dirección de los flujos simulados son similares a la dirección de los

flujos que se tienen en Mina es decir se cumplen al 100%. **(Méndez Huayta, 2012).**

FLORES QUISPE, Jorge Luis. Estudio Técnico Económico del Proyecto Túnel de Integración de las Minas Carahuacra, San Cristóbal y Andaychagua de la Empresa Volcan Compañía Minera S.A.A. – Lima, 2015, 276 págs. (Ingeniero de Minas). Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería. En la conclusión del trabajo de investigación se indica el costo unitario de sostenimiento del Túnel de Integración de 1,247 US\$/ml. Cabe recalcar que el costo mostrado es un ponderado. **(Flores Quispe, 2015).**

PARDO FERRER, Luis Alex. Prevención de Caída de Rocas como Medida de Seguridad en Mina San Cristóbal - Lima, 2014, 136 págs. (Ingeniero de Minas). Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería. El objetivo de este trabajo es la reducción de accidentes por caída de rocas en la Mina San Cristóbal, mediante medidas de prevención. Como una de las conclusiones del trabajo se tiene que hasta el 19 de diciembre del 2013 se ha logrado alcanzar 2'014,380 HH sin accidentes incapacitantes en San Cristóbal por la política incisiva de la empresa en reducir accidentes y por la aplicación de la prevención de accidentes por caída de rocas, materia de investigación. **(Pardo Ferrer, 2014).**

PETERSEN LAY, Paolo Piero. Evaluación y Clasificación de Recursos Minerales en la Veta Ramal Techo en la Unidad Ticlio de Volcan Cía. Minera, Junín - Perú, 2014, 266 págs. (Ingeniero Geólogo). Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Este trabajo tiene como objetivo establecer una metodología de estimación de recursos. Como conclusión del estudio se tiene que la prueba de T-Student para muestras relacionadas, comprueba que las leyes proporcionadas por el laboratorio Volcán es confiable para la estimación de recursos, aun intervalo del 95%, estos poseen coeficientes de correlación mayores a 0.9 para muestras de interior mina así como para muestras de sondaje. Además realizada la prueba de T-Student para muestras no relacionadas, de muestras de compósitos para canales y sondajes se ha determinado que para los elementos en ambos dominios (3 y 4) a un intervalo de confianza del 95 % pueden ser incluidas en el proceso de estimación de recursos. **(Petersen Lay, Evaluación y Clasificación de Recursos Minerales en la Veta Ramal Techo, Unidad de Ticlio, Volcan Cía. Minera, Junín-Perú, 2014).**

2.2. BASES TEÓRICO-CIENTÍFICOS

La presente investigación trata de la parte académica de las operaciones unitarias de la explotación minera referida a costos. En ella tratamos lo que es la teoría de contabilidad cuya principal función es elaborar el balance general y el estado de pérdidas y ganancias de la empresa minera, para lo cual es fundamental mantener actualizados las cuentas que proveen la información.

Existen dos tipos de contabilidad: Una “contabilidad general” que proporciona la información financiera para la gerencia y la otra “contabilidad de costos” que provee información a los jefes de las diversas secciones operativas para que estén en la capacidad de regular los gastos. La contabilidad de costos actualmente se usa en todo tipo de negocios, que es una parte de la contabilidad, por lo cual los costos y la información pertinente son determinados tales como de una unidad de producto, el costo operativo de una sección o costos relacionados a una inversión particular. Su objetivo es proveer datos para conocer los estados financieros para facilitar informes de gerencia, planeamiento y control. (Aznar Salinero, 2012).

2.2.1. COSTO DE LA MANO DE OBRA

Se conoce como mano de obra al esfuerzo tanto físico como mental que se aplica durante el proceso de producción de un bien. El concepto también se aprovecha para apuntar hacia el costo de esta labor (es decir, el dinero que se le abona al trabajador por sus servicios).

Actualmente a nivel mundial una de las problemáticas que más daño hace al mercado laboral es lo que se conoce como mano de obra barata. Con este término lo que se define es a todas aquellas personas que están dispuestas a realizar un trabajo por unos sueldos mínimos lo que repercute negativamente en todo el colectivo de trabajadores del sector en concreto, que ven como no consiguen un empleo porque hay quienes deciden realizar el mismo por precios mucho más bajos de los estipulados legalmente.

Una circunstancia esta que es favorecida, en muchos países, por empresarios que se aprovechan de la llegada de inmigrantes a su territorio dispuestos a ganarse un dinero a toda costa.

Cabe resaltar que la mano de obra puede clasificarse como directa o indirecta. Se dice que la mano de obra es directa

cuando influye directamente en la fabricación del producto terminado. Se trata de un trabajo que puede asociarse fácilmente al bien en cuestión.

La mano de obra se considera indirecta, en cambio, cuando se reserva a áreas administrativas, logísticas o comerciales. No se asigna, por lo tanto, a la fabricación del producto de manera directa ni tiene gran relevancia en el precio de éste.

No obstante, aunque estos dos tipos de mano de obra son los más frecuentes, tampoco podemos pasar por alto lo que es la mano de obra comercial que es aquella que surge a partir de lo que es el área constructora o bien comercial de una industria o negocio.

El costo por mano de obra está definido por dos parámetros:

- a. El costo de un obrero de minas por hora o también llamado generalmente costo hora-hombre.
- b. El rendimiento de un obrero o cuadrilla de obreros para ejecutar determinado trabajo, parámetro muy variable y que de no darse los criterios asumidos por el analista puede llevar al atraso o pérdida económica en una obra.

COSTO POR HORA-HOMBRE:

Costo de la h-h = Gana el Obrero + Aportac. Empleador.

El empleador debe considerar en su costo el Jornal Básico, Bonificaciones, Gratificaciones, Asignación Escolar, Liquidación; además de los aportes al Seguro Social (9%), Impuesto Extraordinario de Solidaridad (Ex FONAVI 2%), Seguro Complementario de Riesgo (Ex Accidente de Trabajo, 4%), aportaciones que son de cargo exclusivo del Empleador.

El costo de la h-h es diferente en función a:

- a. **TIPO DE OBRA:** Edificación, Carreteras, Minería, etc. En razón de que los porcentajes de aportaciones del empleador por el Seguro Complementario de Riesgo es variable.
- b. **UBICACIÓN DE LA OBRA:** La ubicación de la obra influye en el costo de la h-h.

RENDIMIENTOS:

El tema de los rendimientos de Mano de Obra, depende:

1. Edad del Obrero
2. Capacidad Física
3. Habilidad natural.
4. Ubicación geográfica de la obra, etc.

APOORTE UNITARIO DE LA MANO DE OBRA:

Para calcular la cantidad de recurso de mano de obra por unidad de partida, se aplica la siguiente relación:

$$\text{Aporte m. o.} = \frac{\text{N}^\circ \text{ de obrero} \times 8 \text{ horas}}{\text{Rendimiento}}$$

Y todo ello sin olvidar tampoco que también está lo que se conoce como mano de obra de gestión que es el término que se utiliza para englobar al conjunto de trabajadores que ocupan puestos directivos y ejecutivos en una empresa determinada. **(Beltrán & Cueva, 2003).**

2.2.2. MATERIALES

El costo de los materiales está determinado por dos parámetros:

a. Aporte unitario del material

Bajo este concepto, dentro de los costos directos, el aporte unitario de materiales corresponde a la cantidad de material o insumo que requiere por unidad de medida (m³, m², m, etc.)

b. Precio del material

En este parámetro se debe considerar lo siguiente:

El precio del material puesto en obra.

Este precio se determina por la siguiente fórmula:

$$\text{PMPO} = \text{PMO} + \text{F} + \text{A/M} + \text{m} + \text{V} + \text{O}$$

Donde:

PMPO=Precio del material puesto en obra.

PMO=Precio del material en el origen (donde se cotiza)

F=Flete terrestre

A/M=Almacenaje y manipuleo, estimado en 2% de PMO

M=Mermas por transporte, estimado en 5% del PMO

V=Viáticos, estimados entre 5%-30% del PMO. Solo se aplica a materiales explosivos, dinamitas, guías, fulminantes, etc.

O=Otros, según condiciones de ubicación de la obra

Cuando se utiliza el término material en plural, es decir, materiales, se está haciendo referencia por lo general al

conjunto de elementos que son necesarios para actividades o tareas específicas. La noción de materiales puede aplicarse a diferentes situaciones y espacios, pero siempre girará en torno a varios elementos que son importantes y útiles para desempeñar determinada acción, además de que son también objetos que deben ser utilizados de manera conjunta.

Un caso característico de la idea de materiales es cuando se habla de aquellos elementos que se utilizan en la construcción. Por ejemplo, suelen considerarse materiales a los ladrillos, a las herramientas de diverso tipo, a la pintura, el yeso, elementos eléctricos, vigas, metales, maderas y demás. Todos ellos en conjunto son necesarios para construir o reparar ciertos espacios y son siempre los elementos básicos con los que se debe contar. En este sentido, las maquinarias pueden entrar dentro del concepto de materiales pero este versará más sobre la materia prima a usar. **(Salinas Seminario, 2001).**

2.2.3. COSTO DE EQUIPOS Y HERRAMIENTAS

El equipo para la actividad minera es uno de los bienes de capital más costosos; por ello, quién debe poseer ésta debe tener en cuenta el capital que ha invertido en su adquisición como un dinero susceptible de ser recuperado con una utilidad razonable, gracias al trabajo realizado por el equipo mismo.

La ecuación siguiente es el método más usado para evaluar el rendimiento:

$$\text{Costo M\u00ednimo Posible por Hora} = \frac{\text{Rendimiento \u00d3ptimo del Equipo}}{\text{Productividad M\u00e1xima posible por Hora}}$$

(Clemente Ignacio & Clemente Lazo, 2009).

2.2.4. M\u00c9TODOS DE EVALUACI\u00d3N ECON\u00d3MICA CONSIDERANDO EL VALOR DEL DINERO EN EL TIEMPO

Para aplicar estos m\u00e9todos es necesario establecer los flujos de caja a lo largo de la vida econ\u00f3mica del proyecto. Existen dos m\u00e9todos fundamentales:

- El valor Actualizado Neto (VAN).
- La Tasa Interna de Retorno (TIR).

2.2.5. MÉTODO DEL VALOR ACTUAL NETO (VAN)

El VAN o VPN de un proyecto se define como el valor actual de los beneficios netos que genera el proyecto, actualizando separadamente para cada año. El VAN se define como la diferencia entre la sumatoria del valor actual de los beneficios y la sumatoria del valor actual de los costos (hallados utilizando el COK), menos a inversión realizada en el periodo cero.

Esta diferencia se actualiza hasta el momento en que se supone que se ha de iniciar la ejecución del proyecto. Los valores que se obtienen para cada año se suman y se obtiene el VAN del proyecto. La tasa con la que se descuenta el VAN representa el costo de oportunidad del capital COK, que es la rentabilidad que estaría ganando el dinero de utilizarlo en la mejor alternativa de inversión; el COK representa un costo adicional a cualquier proyecto. Para el cálculo de la tasa descuento se parte de la tasa de interés existente sobre los préstamos a largo plazo en el mercado de capitales.

La selección de una tasa de actualización adecuada es crítica para la aplicación del VAN pues esta descuenta los flujos de caja anuales. Si el VAN es positivo, la rentabilidad de la inversión está por sobre la tasa de actualización; si es cero, la rentabilidad será igual a la tasa de actualización.

Para calcular el VAN se actualizan o descuentan los flujos de efectivo trayéndolos a valor presente y se suma el valor presente de cada flujo y se le resta la inversión inicial. La ecuación del VAN es:

$$VAN = \sum_{t=0}^n \frac{B_t}{(1+i)^t} - \sum_{t=0}^n \frac{C_t}{(1+i)^t} - I_0$$

$$= \sum_{t=0}^n \frac{B_t - C_t}{(1+i)^t} - I_0$$

$$VAN = \sum_{t=0}^n \frac{BC_t}{(1+i)^t} - I_0 \quad \dots \dots \dots (01)$$

Dónde:

B_t = Beneficios del periodo (t)

C_t = **Costos** del periodo (t)

BN_t = Beneficios netos del periodo (t)

i = Tasa de descuento (tasa de interés o costo de oportunidad del capital)

I₀ = **Inversión** en el periodo cero

n = Vida útil del proyecto.

2.2.6. CRITERIOS DE DECISIÓN DEL VAN

Una vez obtenido el flujo de caja del proyecto (beneficios y costos), se puede calcular el VAN utilizando los beneficios netos de dicho flujo. El proyecto debe ser aceptado cuando el VAN es mayor que cero y rechazado cuando ésta es menor que cero. Los intervalos relevantes que puede tomar este indicador son:

Si el $VAN > 0$ el proyecto debe realizarse y se obtendrá una ganancia respecto a la inversión. Si el $VAN = 0$ el proyecto no genera ganancias, si el $VAN < 0$ el proyecto genera pérdidas para el inversionista.

Cuando el VAN es positivo se garantiza que la inversión inicial se recupere y el retorno financiero de la inversión a la tasa de descuento especificada. El VAN es el valor adquirido por el depósito (incremento inmediato de la riqueza que resulta de una inversión inicial del capital a una tasa de interés anual dada). La ventaja de VAN es que es un indicador que toma en cuenta el valor de dinero en el tiempo, es decir considera el COK del inversionista. La desventaja es que para su aplicación es preciso obtener la tasa de

actualización: el COK del inversionista. **(Beltrán & Cueva, 2003).**

Para representar gráficamente el VAN es necesario expresarlo como una función de la tasa de interés, donde:

$$\text{VAN} = f(\text{COK}).$$

2.2.7. TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)

La TIR es una tasa porcentual que indica la rentabilidad promedio anual que genera el capital que permanece invertido en el proyecto. Conocemos que para que la explotación de un yacimiento sea aceptable es necesario que el flujo de caja acumulado al final de su vida sea positivo, de modo que restituya algo más que el capital total invertido. Ahora bien para que la asimilación industrial del yacimiento sea económicamente atractiva (rentable), es preciso que, además de recuperar el capital invertido, lo remunere con una tasa lo suficientemente atractiva. Se define la tasa de rentabilidad Interna "TIR" de un proyecto, como aquella a la que éste remunera el capital invertido en él, de modo que al final de la vida del proyecto, se hayan recuperado dichos fondos y los intereses devengados cada año por el saldo acumulado pendiente de recuperación. La

TIR se define como la tasa de descuento que hace que el VAN sea igual a cero, también puede interpretarse como la tasa máxima de interés que puede pagarse por el capital empleado en el transcurso de la vida de una inversión sin perder en el proyecto. Esta tasa expresa en suma la rentabilidad propia o rendimiento de la inversión.

Para el cálculo del “TIR” se determina de forma gráfica o de forma iterativa (tanteo y error), y se expresa así:

$$\sum_{t=0}^n \frac{B_t - C_t}{(1+TIR)^t} - I_0 = 0 \dots\dots\dots (02)$$

2.2.8. CRITERIO DE DECISIÓN DE LA TASA INTERNA DE RETORNO

El criterio de decisión para el TIR consiste en aceptar un proyecto cuando este tenga un TIR mayor al COK; es decir cuando la rentabilidad que obtenga el capital en el proyecto sea mayor que la ofrecida por la mejor alternativa. De manera similar que el VAN tenemos que: Si el TIR > COK, el proyecto es factible, porque el rendimiento sobre que el proyecto genera es superior al mínimo aceptable para la realización de un proyecto. Si el TIR < COK, el proyecto no es factible pues su rendimiento es menor al de la mejor

alternativa posible. Si el TIR = COK, neutral pues el rendimiento sobre el capital que el proyecto genera es igual al interés que recibirá al invertir dicho capital en la mejor alternativa. **(Blank & Tarquin, 2002).**

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

PRODUCTIVIDAD:

Tiempo de utilización en que un elemento se desarrolla óptimamente sin reparaciones mayores. Se define como la relación entre la cantidad de bienes y servicios producidos y la cantidad de recursos utilizados. En las operaciones mineras la productividad sirve para evaluar el rendimiento de los talleres, las máquinas, los equipos de trabajo y los empleados. Productividad en términos empleados es sinónimo de rendimiento. En un enfoque sistemático decimos que algo o alguien es productivo con una cantidad de recursos (insumos) en un periodo de tiempo dado se obtiene el máximo de productos.

Productividad = Salida / Entradas

VIDA ÚTIL:

Tiempo de utilización en que un elemento, se desarrolla óptimamente sin reparaciones mayores.

COSTO:

Es el valor que representa el monto total de lo invertido, tiempo, dinero y esfuerzo, para comprar o producir un bien o un servicio, existen 2 tipos de costos:

Costos Fijos: Se llaman "FIJOS" porque su valor no depende del volumen de producción y ventas.

Sueldos y salarios fijos y sus respectivas prestaciones.

Alquiler del local de la planta.

Mantenimiento de máquinas y equipos de producción.

Costos Variables: Se llaman "VARIABLES" porque su valor aumenta y disminuye cada vez que la producción y las ventas aumentan o disminuyen.

- Insumos y repuestos
- Mercancías.
- Mano de obra con pagos honorarios
- Comisiones sobre las ventas.

COSTO DE PRODUCCIÓN:

El costo de producción en minería depende de los factores claves y la estrategia de crecimiento y liderazgo en costos que se aplican con resultados exitosos.

COSTO ABSORBENTE:

El costo absorbente consiste en la incorporación de todos los costes generados durante la producción de un producto o servicio. El uso del costo absorbente es manejado como método de partida para que los directivos y funcionarios tomen las decisiones empresariales pertinentes.

Se encuentra aceptado ampliamente por empresarios, contadores, administradores y funcionarios del estado en términos fiscales. Este método es de uso externo y en este se deben incluir los costos totales de los procesos productivos independientemente de ser fijo o variable.

COSTO ECONÓMICO:

El **costo** o **coste** es el gasto **económico** que representa la fabricación de un producto o la prestación de un servicio. Al determinar el **costo** de producción, se puede establecer el precio de venta al público del bien en cuestión (el precio al público es la suma del **costo** más el beneficio).

CAUSA – EFECTO:

Es una herramienta que se usa para explorar y mostrar todas las causas posibles de un problema.

PRECIO:

Proporción en que se pueden intercambiar dos bienes.

OBJETIVOS ESTRATÉGICOS:

Nivel de desempeño que debe alcanzar la organización en cada uno de sus procesos diarios funcionales que a lo largo permita cumplir con la misión formulada.

ORGANIZACIÓN DE PROCESOS:

Se caracteriza por asemejarse a pequeños negocios independientes, donde el dueño del proceso, es responsable desde la adquisición de los insumos, personal, etc. hasta la venta del producto, por lo tanto asume las utilidades o pérdidas del proceso.

ANÁLISIS DE CADENA DE VALOR:

Es esencialmente una herramienta de análisis de la actividad empresarial mediante la cual descomponemos a la empresa en sus partes constitutivas.

MARGEN:

Es la diferencia entre el valor total y los costos totales incurridos por la empresa para desempeñar las actividades generadoras de valor.

BIENES:

Por bienes se entienden los medios que no existen en demasía y con los cuales se satisfacen necesidades. Se dividen en:

- Bienes de consumo.- Todo lo que sirve para satisfacer algunas necesidades humanas.
- Bienes de dominio público.- Parques, jardines, etcétera.
- Bienes raíces o inmuebles.- Terrenos, casas, etcétera.
- Bienes semovientes.- Ganado, casas - tráiler, etcétera.

VALOR ACTUAL NETO (VAN):

El VAN es un indicador financiero que mide los flujos de los futuros ingresos y egresos que tendrá un proyecto, para determinar, si luego de descontar la inversión inicial, nos quedaría alguna ganancia. Si el resultado es positivo, el proyecto es viable.

TASA INTERNA DE RETORNO (TIR):

La Tasa Interna de Retorno (TIR) es la tasa de interés o rentabilidad que ofrece una inversión. Es decir, es el porcentaje de beneficio o

pérdida que tendrá una inversión para las cantidades que no se han retirado del proyecto.

Es una medida utilizada en la evaluación de proyectos de inversión que está muy relacionada con el Valor Actualizado Neto (VAN). También se define como el valor de la tasa de descuento que hace que el VAN sea igual a cero, para un proyecto de inversión dado.

La tasa interna de retorno (TIR) nos da una medida relativa de la rentabilidad, es decir, va a venir expresada en tanto por ciento. El principal problema radica en su cálculo, ya que el número de periodos dará el orden de la ecuación a resolver. Para resolver este problema se puede acudir a diversas aproximaciones, utilizar una calculadora financiera o un programa informático.

2.4. HIPÓTESIS

2.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

La optimización de los costos en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste influye en la rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

2.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS

- **Primer Hipótesis Específico:**

La optimización de los costos de la mano de obra en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste influye en la rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

- **Segunda Hipótesis Específico:**

Qué efecto tiene la optimización de los costos de los materiales en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste en la rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

- **Tercer Hipótesis Específico:**

La optimización de los costos de los equipos en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste influye en la rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

2.5. SISTEMA DE VARIABLES

- **Variables Independientes**

X = Optimización de los costos en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

INDICADORES:

X_1 = Optimización de los costos de la mano de obra en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste de la Mina San Cristóbal.

X_2 = Optimización de los costos de los materiales en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste de la Mina San Cristóbal.

X_3 = Optimización de los costos de los equipos en las operaciones de las Vetas San Cristóbal Sur Oeste de la Mina San Cristóbal.

- **Variables Dependientes**

Y = Rentabilidad de la Mina san Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

INDICADORES:

Y_1 = Valor Actual Neto de la Mina San Cristóbal (VAN).

Y_2 = Tasa Interna de Retorno de la Mina San Cristóbal (TIR).

- **Variables Intervinientes**

Z_1 = Políticas de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

Z_2 = Normas legales sobre Costos y Presupuestos.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

Por la forma como fue planteado el problema de investigación es considerada como una investigación tecnológica aplicada.

3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

Por las características de los tipos de datos recopilados, se utilizó un diseño cuasi - experimental específico del campo experimental, recogiendo datos primarios producto del trabajo de campo.

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.3.1. POBLACIÓN

La Mina San Cristóbal que pertenece a la Empresa Minera Volcan S.A.A. es una Empresa que se dedica a la explotación de minerales, por lo que se está considerando todas las áreas:

- Área de Costos y Presupuestos
- Área de Mina
- Área de Geología
- Área de Planeamiento
- Área de Medio Ambiente
- Área de Mantenimiento y Logística.

3.3.2. MUESTRA

La muestra del estudio se determinará mediante la siguiente fórmula:

$$n = \frac{(Z^2) \left(\frac{a}{2}\right) P_x Q_x N}{e^2 (N - 1) + Z^2 P_x Q_x}$$

Donde:

Z = Nivel de confianza 95%; valor estándar de 1.95

P = Proporción de áreas influyentes en la aplicación del Sistema de Gestión (P = 0.90).

Q= Proporción de áreas poco influyentes en la aplicación del Sistema de Gestión (Q = 0.10).

N = número de áreas (N = 6).

a = Nivel de significancia (a = 0.05).

e = Error muestral (e = 5 %).

n =Tamaño óptimo de la muestra.

Reemplazando, tenemos:

$$n = \frac{(1.95^2) \left(\frac{0.05}{2}\right) (0.90) \times (0.10) \times 6}{(0.05)^2 (6 - 1) + (1.96)^2 \times (0.05) \times (0.90) \times (0.10)}$$

n = 1.7

Tomando en cuenta solo la parte entera, tenemos:

n = 1

Por lo que se selecciona el área de Costos y Presupuestos.

3.4. MÉTODOS DE LA INVESTIGACIÓN

En el proceso de investigación emplearemos los métodos, comparativa y analítica. Como procedimientos emplearemos la observación y la medición de resultados.

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE LA RECOLECCIÓN DE DATOS

3.5.1. TÉCNICAS

La técnica empleada en el desarrollo del trabajo de investigación fue el análisis documental del Programa Anual de Costos y Presupuestos.

3.5.2. INSTRUMENTOS

Se utilizó formatos de análisis de costos unitarios de las operaciones mineras, los formatos para la determinación del VAN y la TIR del proyecto y la identificación de peligros y evaluación de riesgos.

3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Se recolectó la información de campo y se revisó la información recopilada con el fin de determinar su calidad y el grado de confianza y luego hacer una evaluación usando la estadística.

Los datos numéricos se procesaron agrupándolos en intervalos para elaborar los cuadros estadísticos y los cálculos de los indicadores de la rentabilidad del proyecto como el VAN y la TIR.

3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO DE LOS DATOS

El procesamiento de los datos recopilados se realizará mediante la estadística descriptiva e inferencial para el cual se utilizaron el software Excel 2007, Eviews 5.1, SPSS y Minitab.

CAPÍTULO IV

LA MINA SANCRISTÓBAL

4.1. GENERALIDADES

La mina San Cristóbal constituye una de las operaciones actuales de la Compañía Minera Volcan S.A.A, pertenece a la unidad minera Yauli.

El distrito minero es bastante antiguo donde los primeros trabajos geológicos fueron realizados por la empresa Cerro de Pasco Corporation, entre los años 1928 a 1930, posteriormente por personal de Centromín-Perú y luego por el personal de Volcán Compañía Minera S.A.A.

Durante los años comprendidos entre 1928 y 1930, Cerro de Pasco Corporation, realizó los trabajos exploratorios, realizados en concesiones arrendadas; los resultados un tanto desalentadores acompañados por los bajos precios del plomo y zinc en el mercado internacional, determinaron la postergación de la Exploración y Desarrollo hasta el año 1936; a partir de este año, hasta 1938, en base a las reservas anteriormente cubicadas, se construyó la Planta Concentradora de Mahr Túnel, se instaló el cable carril de 12 kilómetros que une Mahr Túnel y San Cristóbal, y por último se inició la producción sistemática a fines de 1938. Una posterior fluctuación de los precios de los metales que producía este distrito causó una nueva paralización en 1949, que se prolongó hasta 1952, año desde el cual ininterrumpidamente se explota minerales de cobre, plomo, zinc y plata.

En agosto de 1967, la Planta Concentradora de Tungsteno; inició el tratamiento de dicho mineral, hasta agosto de 1984, fecha en la que se paraliza este tratamiento. A partir de octubre de 1997 Volcan Cía. Minera S.A.A, adquiere la propiedad de la mina y se empieza a enviar mineral a la planta Victoria.

San Cristóbal posee un sistema de extracción subterránea con una planta concentradora llamada Victoria. El distrito minero de San Cristóbal, considerado de clase mundial, presenta mineralogías relacionadas a sistemas epitermales polimetálicos, cuerpos de reemplazamiento y sistemas de vetas polimetálicas, así como

mineralización relacionada a pórfidos y skarns, lo cual indica el gran potencial del área.

Unidad	Minas		Plantas	
	Nombre	Tipo	Nombre	Tipo
Yauli	San Cristóbal	Subterránea	Victoria	Concentradora
	Andaychagua	Subterránea	Mahr Túnel	Concentradora
	Ticlio	Subterránea	Andaychagua	Concentradora
	Carahuacra	Subterránea		
	Carahuacra Norte	Tajo Abierto		

Tabla N° 4.1: Unidades de la Minera Yauli

Fuente: Compañía Minera Volcan S.A.A.

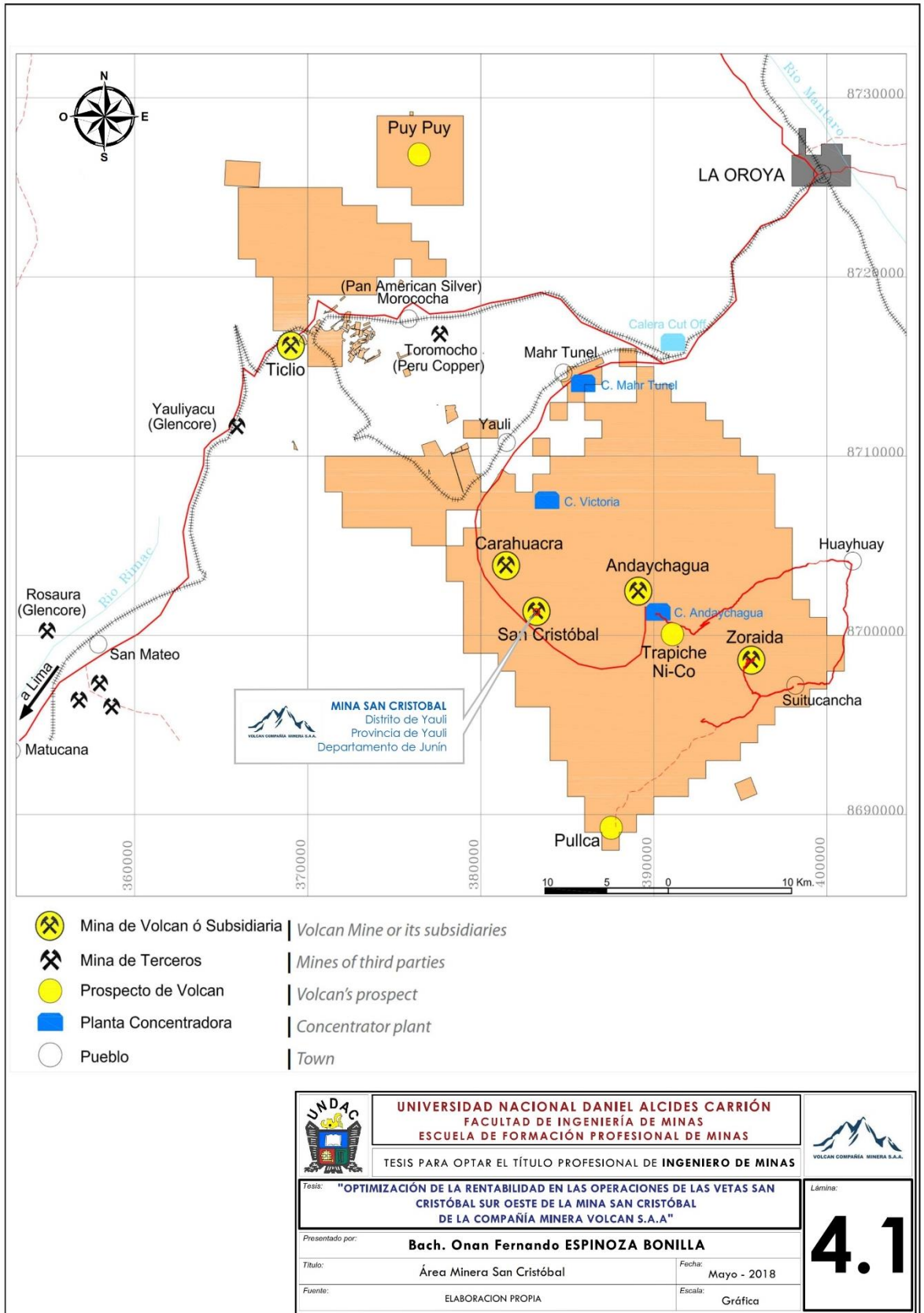


Lámina N° 4.1: Área de la Unidad Minera San Cristóbal

4.2. UBICACIÓN

La Mina San Cristóbal, perteneciente a la U.E.A. Yauli, está ubicada en la parte suroeste del Distrito de Yauli, Provincia de Yauli, Departamento de Junín, en el Perú. Se encuentra en el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes centrales del Perú; a 110 km, en línea recta, de la ciudad de Lima.

Altitudes promedio: Entre los 4150.00 - 4,700.00 m.s.n.m.

Límites:

- Por el norte, con la Compañía Minera de "Volcán"
- Por el sureste, con la Unidad de Producción de Andaychagua.
- Por el este, con la Comunidad Campesina de Huayhuay.
- Por el sur, con la laguna de Páncar.
- Por el oeste, con la laguna de Pomacocha.

Coordenadas geográficas:

- Longitud Oeste: 76° 05'
- Latitud Sur: 11° 43'

4.3. ACCESIBILIDAD

La mina San Cristóbal es fácilmente accesible, utilizando la carretera central, de la cual, cerca de la localidad de Pachachaca, parte un ramal de 20 kilómetros que conduce a San Cristóbal; además, el ferrocarril central tiene una estación en Yauli a 12 kilómetros del área.

El acceso desde la ciudad de Lima a la Mina San Cristóbal se realiza a través de la ruta principal siguiendo la Carretera Central: “Lima - La Oroya”, “La Oroya – Mahr Túnel – Yauli - Mina Carahuacra - Mina San Cristóbal”. El tiempo promedio de viaje en la ruta indicada varía aproximadamente entre 4 a 6 horas dependiendo mucho de las condiciones climáticas y el tráfico en la ruta indicada.

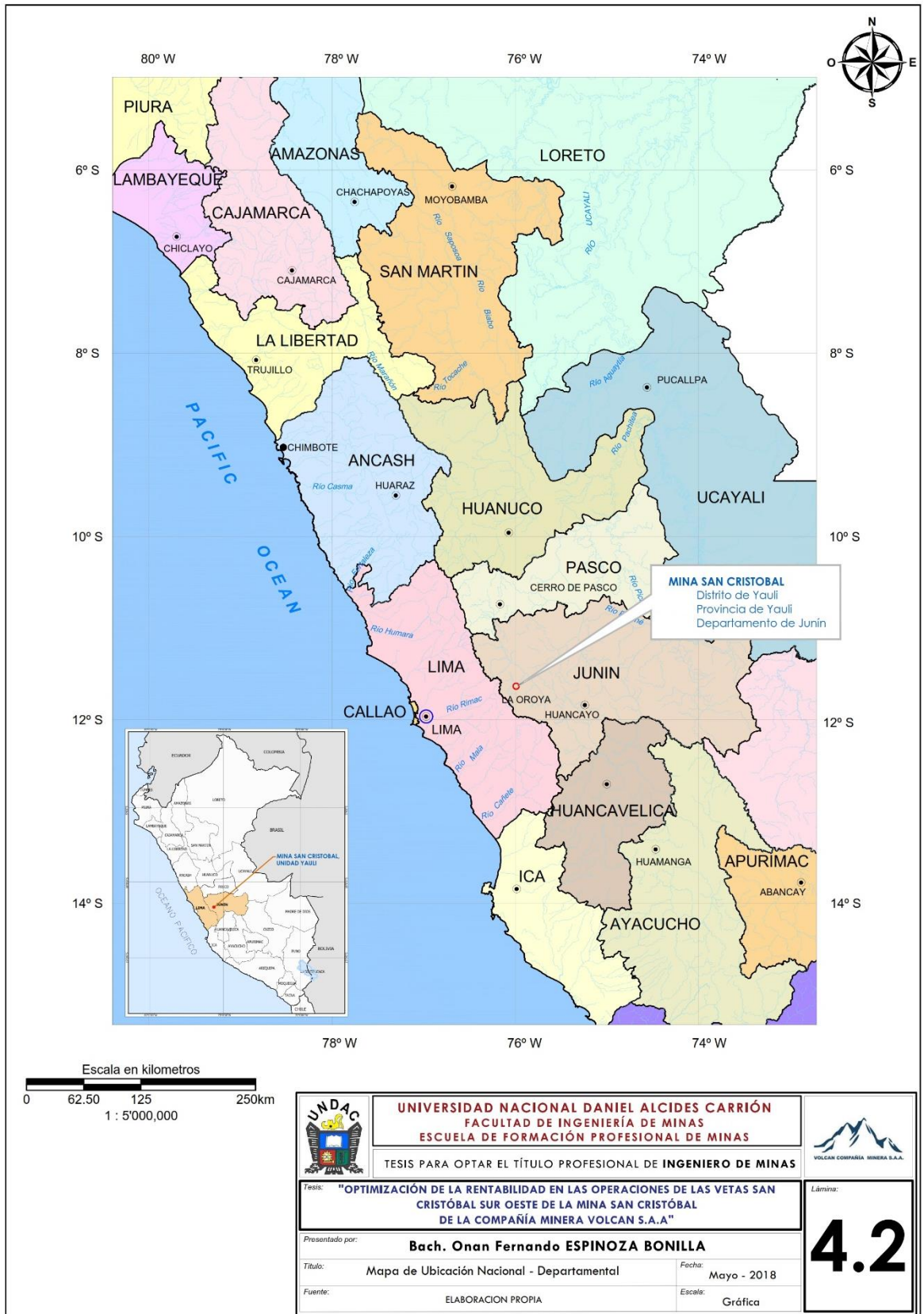


Lámina N° 4.2: Mapa de Ubicación Nacional - Departamental

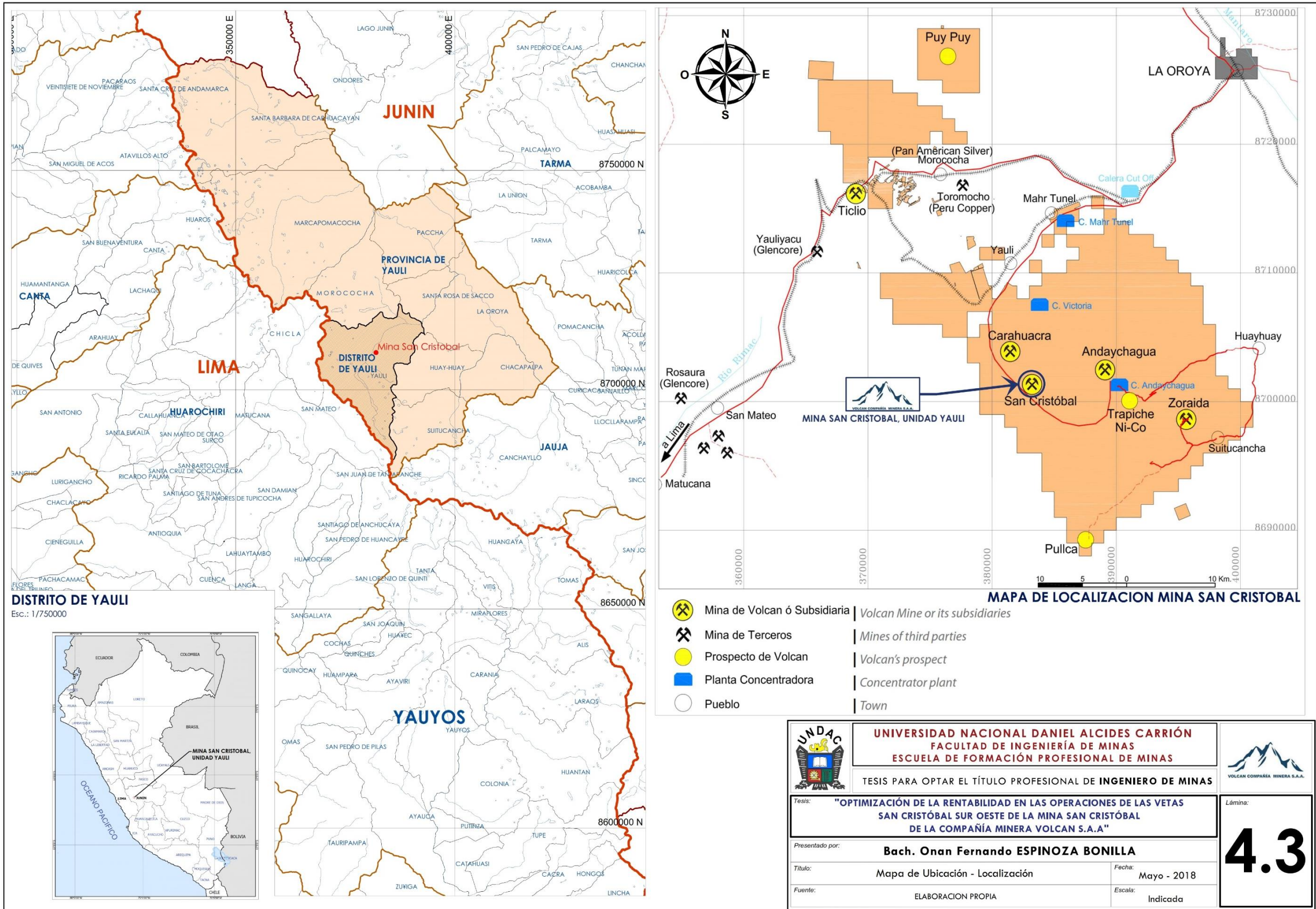
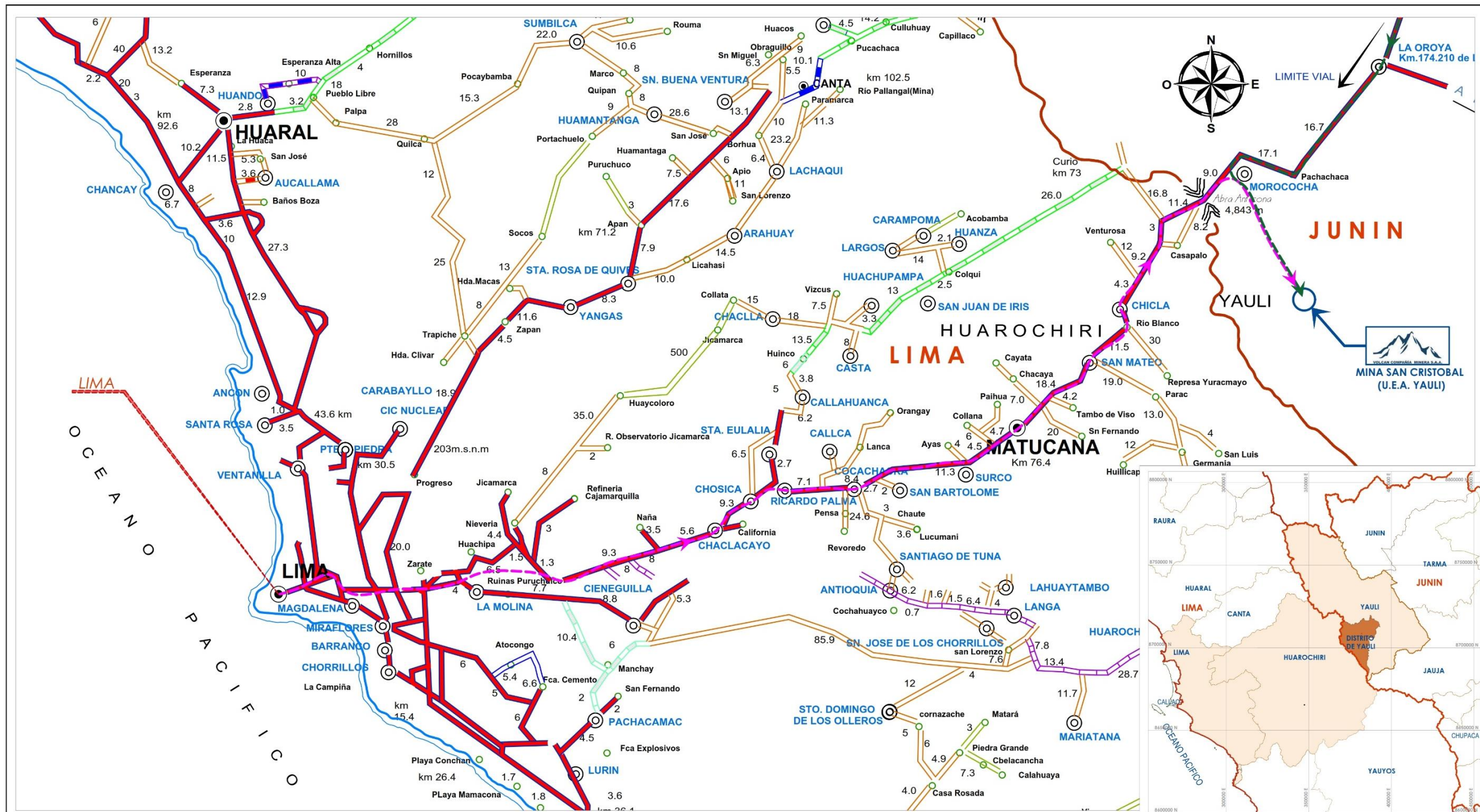


Lámina N° 4.3: Mapa de Ubicación – Localización Mina San Cristóbal



PLANO DE ACCESIBILIDAD A LA MINA SAN CRISTOBAL

Fuente: MTC
 Dirección de Caminos
 IGN

LEYENDA	
Carretera Asfaltada	
Carretera Afirrada	
Carretera Sin Afirrar	
Carretera en Construcción	
Trocha Carozable	
Carretera en Proyecto	
Capital Provincial	
Pueblo	
Limite Departamental	

RUTAS DE ACCESIBILIDAD	
	LIMA - HUAROCHIRI - YAULI (MINA SAN CRISTÓBAL)
	PASCO - LA OROYA (YAULI) - MINA SAN CRISTÓBAL

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tesis: "OPTIMIZACIÓN DE LA RENTABILIDAD EN LAS OPERACIONES DE LAS VETAS SAN CRISTÓBAL SUR OESTE DE LA MINA SAN CRISTÓBAL DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A"			
Presentado por: Bach. Onan Fernando ESPINOZA BONILLA			
Título: Mapa de Accesibilidad - Mina San Cristóbal		Fecha: Mayo - 2018	
Fuente: ELABORACION PROPIA		Escala: S/E	
			4.4

Lámina N° 4.4: Plano de Accesibilidad a la Mina San Cristóbal

4.4. GEOGRAFÍA

Geográficamente, la Mina San Cristóbal, se encuentra en el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales del Perú, a 110 km en línea recta, de la ciudad de Lima.

La estructura regional dominante de la zona es el Domo de Yauli (DY), que se extiende longitudinalmente por 35 Km. desde SuitucanCHA hasta el norte de Ticlio y transversalmente por 10 a 15 km; el rumbo promedio de esta estructura es N40°W, es asimétrico, su flanco oriental buza entre 30 y 40° mientras que su flanco occidental lo hace entre 45° y 70°.

La morfología que exhibe el Domo Yauli es alargada, orientada según pliegues y fracturas del dominio andino, en la zona central.

Un sistema de fracturas NE-SW cruza transversalmente el DY. Un lineamiento mayor que tiene una orientación N120°E se ubica en la parte suroeste del DY y lo cruza diagonalmente, afecta las rocas desde el basamento y condiciona la morfología del área. Este lineamiento se puede observar a través de imágenes satelitales y su traza discurre desde la localidad de Pachacayo en el extremo sureste hasta Casapalca en el noroeste cruzando por Andaychagua y Carahuacra; la posición de este lineamiento coincide con el emplazamiento de los mayores depósitos minerales del distrito.

4.5. CLIMA

El clima de la zona es frío y seco, correspondiente a la región Puna, con presencia estacional de grandes precipitaciones pluviales, se reseña las condiciones climáticas tomadas de los estudios y monitoreo anteriormente desarrollados por el área de medio ambiente:

- Temperatura máxima 17°C.
- Temperatura promedio en verano 15°C.
- Temperatura promedio en invierno 10°C.
- Velocidad del viento máxima de 36 km/h.
- Evaporación de 3,3 cc/hora.

Durante los meses comprendidos entre noviembre y abril se producen grandes precipitaciones pluviales, nevadas y granizadas. En los meses de mayo a octubre las condiciones son de sequía.

4.6. MARCO GEOLÓGICO

4.6.1. GEOLOGÍA REGIONAL

Los recursos mineros de San Cristóbal están estrechamente relacionados a su geología, por lo tanto, su estudio y comprensión nos dará una visión más amplia del área minera en estudio.

Las Unidades Económicas Administrativas de Yauli se ubican en el flanco Este de la Cordillera de los Andes Centrales del Perú, al Este de la divisoria continental a una altitud promedio de 4150 - 4 700 m.s.n.m.

La región se caracteriza por un marcado intemperismo de las formaciones geológicas que han determinado una topografía suave y abrupta. En el valle del río Yauli la topografía es bastante extendida formando planicies con extensiones importantes, especialmente en las cercanías de la Planta Concentradora de Mahr Túnel.

La morfología en la zona presenta relieves suaves y accidentados sus pendientes elevadas (35° a 48°), en zonas rocosas.

La estructura regional dominante es el Domo de Yauli (DY), que se extiende longitudinalmente por 35 Km. desde SuitucanCHA hasta el norte de Ticlio y transversalmente por 10 a 15 kilómetros; el rumbo promedio de esta estructura es $N40^{\circ}W$, es asimétrico, su flanco oriental buza entre 30° y 40° mientras que su flanco occidental lo hace entre 45° y 70° . El Domo Yauli transversalmente es un gran Anticlinorium formado por tres anticlinales, el anticlinal de Pomacocha en el lado oeste, el de San Cristóbal - Morococha en la parte central y el de Ultimátum en el flanco este.

El distrito minero de San Cristóbal está localizado en la parte Sur Oeste de una amplia estructura regional del Domo que abarca casi íntegramente los distritos de Morococha, San Cristóbal y Andaychagua. Esta estructura inicialmente fue denominada Complejo Domal de Yauli, actualmente recibe el nombre de Domo de Yauli y representa una ventana de formaciones Paleozoicas dentro de la faja intracordillerana de formaciones Mesozoicas. El Paleozoico tiene dos pisos, el inferior formado por el grupo Excélsior y el superior por el grupo Mitu; el Excélsior está aflorando a lo largo del anticlinal de Chumpe en la parte Oeste del Domo y en el anticlinal de Ultimátum hacia el Este; el Mitu aflora en la mayor parte del Domo.

Litológicamente las rocas que afloran en el área de estudio están comprendidas en edades desde el Paleozoico Inferior, Cretáceo Medio, Terciario y depósitos del Cuaternario. Los Intrusivos de composición intermedia y básicos han cortado enteramente la secuencia estratigráfica del anticlinal de Chumpe dando origen a la mineralización, la cual se encuentra rellenando tanto fracturas de tensión y cizallamiento en el núcleo y flancos del pliegue de Chumpe como también remplazando capas calcáreas en el flanco Occidental de la misma estructura.

Estructuralmente las fallas y fracturas transversales al Domo de Yauli fueron importantes para los depósitos tipo vetas y cuerpos los que están localizados en fallas normales con rumbo general Noreste-Suroeste y Noroeste-Sureste respectivamente.

El Domo de Yauli está constituido por rocas sedimentarias cuyas edades fluctúan entre el Paleozoico inferior y el Cretácico Medio arregladas en una serie de anticlinales y sinclinales de ejes aproximadamente paralelos; así los depósitos minerales de San Cristóbal y Carahuacra se localizan dentro del llamado "Anticlinal de Chumpe", cuyo eje se alinea en dirección N° 45 o mostrando doble hundida hacia el Norte y hacia el Sur.

4.6.1.1. Geomorfología

Las unidades geomorfológicas en la zona de evaluación han sido clasificadas en geomorfología de erosión y geomorfología de acumulación, los que a continuación se describen:

Valle glaciar y lomadas

Este tipo de geomorfología, está constituida por típicos valles glaciares en forma de U que discurren en dirección NW y SE controladas por las estructuras de rumbo andino, con un relieve suave y moderado y con pendientes mayormente menores a 30 % en el sector noroeste que corresponden a las cabeceras de las quebradas; en algunos sectores como en la parte intermedia de la Qda. Andaychagua las pendientes son mayores, aproximadamente entre 30% y 40%, formadas por depósitos morrénicos y/o fluvioglaciares, y en muy reducidos sectores como en la Qda. Pacchapuquiopampa, Quebrada Victoria y la Qda. Ayamachay la pendiente se presenta más pronunciada, aproximadamente entre 40% y 60%.

Cerros y zonas de escarpas

Esta zona, tiene pendientes mayores de 45°, está constituida por zonas de escarpas y probablemente controlada por una falla longitudinal a lo largo de la Qda. Andaychagua. La litología de este tipo de afloramiento corresponde a los volcánicos del grupo Mitu y a las filitas del grupo Excelsior en el área de Andaychagua además de las calizas del grupo Pucará resistentes a la erosión, en los volcánicos del grupo Mitu se aprecia roca desnuda generalmente sin suelo, con acumulación de materiales coluviales a lo largo de las faldas de los cerros en la margen derecha de la Qda. Ayamachay.

Zona de bofedales

Las mayores extensiones de bofedales, se presentan en la cabecera y en la parte intermedia de las Qdas. Andaychagua y Pacchapuquio pampa y abarcan la base del valle con extensiones de aproximadamente 25 a 30 hectáreas en total.

Por su parte en San Cristóbal, las mayores extensiones de bofedales, se presentan en la parte intermedia de la Qda. Ayamachay y en los humedales del Tajo Gavilán, ubicada en la parte alta de la margen derecha de la Qda. Ayamachay pero en extensión son mucho menores que los existentes en la quebrada Andaychagua (5 a 7 hectáreas).

Estas áreas generalmente están formadas por material limo arcilloso, que influye en la retención de agua de precipitación, y la vegetación se mantiene verde mayormente durante la época de lluvia, y en la época de estiaje la vegetación prácticamente se seca.

4.6.1.2. Litología y estratigrafía

En los alrededores del área de estudio se observan un conjunto de unidades litológicas cuyas edades van desde el Paleozoico inferior hasta el cuaternario, ver plano TES-PTI-2015-IB-003. A continuación se describen los grupos y formaciones geológicas:

Grupo Excélsior (silúrico devónico)

Representan las rocas más antiguas aflorantes en el área y conforman el núcleo del Domo de Yauli. La potencia total de este grupo es desconocida, sin embargo J. Harrison (1943), determinó una potencia de 1,800 metros para una secuencia equivalente en los alrededores de Tarma.

En San Cristóbal las pizarras son de color gris a negro y localmente son conocidas como filitas. Las filitas están fuertemente dislocadas y contienen numerosos lentes de cuarzo, los que han sido interpretados como el resultado del metamorfismo regional. Las filitas ocurren finamente estratificadas, mientras que los lentes de cuarzo presentan mayor espesor generalmente en los núcleos de anticlinales. Al Sureste de San Cristóbal las filitas contienen algunos horizontes no muy potentes de calizas metamorfizadas a mármol. En base a los pocos fósiles encontrados las series Excélsior han sido determinadas como de edad Devoniana o más antigua.

Grupo Mitu (Pérmico)

Las rocas del grupo Mitu yacen discordantemente sobre las filitas Excélsior, cuyo grupo está constituido principalmente por sedimentos continentales de color rojo tales como conglomerados y brechas volcánicas. Localmente han sido encontradas algunas calizas. El grupo Mitu está ausente alrededor de San Cristóbal pero a pocos kilómetros al Norte, en la mina Carahuacra, estos sedimentos han sido encontrados tanto en superficie como en el interior de la mina.

Volcánicos catalina

En realidad esta unidad constituye la parte superior del grupo Mitu. En los alrededores del Domo de Yauli estos volcánicos yacen sobre el grupo Mitu y sobre las filitas Excélsior en donde el Mitu está ausente. A lo largo del extremo Oeste del Anticlinal de Chumpe, en Carahuacra y San Cristóbal, los volcánicos Catalina consisten de derrames andesíticos variando en composición desde dacitas a andesitas, mientras que más hacia el Este cerca de Andaychagua están compuestos de una serie de

aglomerados irregulares y brechas piroclásticas que cambian gradualmente también a derrames andesíticos. Dentro de la volcánica Catalina ocurren también lutitas oscuras. Debido a la naturaleza irregular de los volcánicos la potencia total del grupo Mitu y de los volcánicos Catalina es muy variable. Al Este de San Cristóbal la potencia de los volcánicos Catalina es alrededor de 800 metros. La edad, tanto del Mitu como de los volcánicos Catalina fue considerada como del Carbonífero superior (McLaughlin 1940) y posteriormente asignada al Pérmico.

Grupo Pucará (Jurásico)

Este grupo yace discordantemente ya sea sobre los sedimentos del Mitu o sobre la volcánica Catalina. Alrededor de La Oroya la potencia del grupo Pucará ha sido determinada en más de 1,400 metros (J. Y. Harrison, 1943), hacia el lado Este del anticlinal de Chumpe, las calizas contienen algunos derrames basálticos en su base, los mismos que no ocurren en el flanco Oeste del mismo. Aquí, en lugar de basaltos, se encuentran calizas conteniendo nódulos de cuarzo de más o menos 20 centímetros

de diámetro. Encima de este horizonte las calizas están finamente estratificadas siendo en parte lutáceas y conteniendo algunas capas de tufos que varían en espesor de 10 centímetros a 3 metros. La edad de las calizas ha sido determinada como liásicos habiendo sido correlacionada con la formación Aramachay.

Grupo Goyllarisquizga (Cretáceo)

Sobre las calizas Pucará yacen en aparente conformidad las areniscas Goyllarisquizga. Este grupo consiste de areniscas de color bruno amarillento, localmente con apariencia cuarcítica. En San Cristóbal la potencia de esta formación alcanza a los 100 metros. Esta formación ha sido atribuida al Cretácico inferior, Valanginiano-Aptiano (McLaughlin 1924).



Imagen N° 4.1: Vista Panorámica del Grupo Goyllarisguizga

4.6.1.3. Formación Chulec, Pariatambo y Jumasha (Cretáceo)

Estas formaciones tienen características litológicas, faunísticas y posición estratigráfica similares a las que presentan en la zona occidental de la cuenca del Cretáceo; sin embargo su grosor es más reducido y con ligeras variaciones litológicas. Estas secuencias calcáreas cretáceas están expuestas formando parte de las estructuras del norte de Morococha del suroeste del anticlinal de Morococha; del oeste del anticlinal de Chumpe con extensión de afloramientos hasta la Divisoria

Continental de Ticlio y noroeste de esta localidad, así como de las estructuras de los nevados de Huallacancha y Colquepucro, donde las formaciones no han sido separadas.

Al suroeste de la laguna Huayllaycocha, se observan caliza gris a marrón claro en capas medianas, con algunas intercalaciones de caliza margosa y lutita gris parda (Formación Chúlec). Yace en discordancia sobre las areniscas del grupo Goyllarisquizga.

Rocas intrusivas

En la zona de San Cristóbal ocurre 2 tipos de intrusivos: Intrusivos ácidos y básicos.

Intrusivos ácidos

Las rocas intrusivas ácidas están representadas en el área por stocks de monzonita cuarcífera y diques de alaskita ubicados a lo largo o cerca de la zona axial del anticlinal de Chumpe. Los stocks más importantes en el área son: el intrusivo de Carahuacra y el intrusivo de Chumpe. El primero es un stock de 1.5 por 1 kilómetro que aflora en el límite NO del área de San Cristóbal, en contacto

con las filitas del grupo Excélsior y los volcánicos Catalina. El intrusivo de Chumpe conforma el pico más alto en el área de San Cristóbal y se ubica a lo largo de la zona axial del anticlinal que lleva sus nombres. Una serie de diques irregulares, paralelos y con buzamientos verticales, conocidos localmente como "diques de alaskita", se encuentran intruyendo filitas del grupo Excélsior a lo largo de la zona axial del anticlinal de Chumpe. Estos diques parecen estar conectados en profundidad con el intrusivo de Chumpe. Petrográficamente los diques son granitos pórfidos.

Intrusivos básicos

Los intrusivos de carácter básico han sido encontrados cerca del intrusivo de Carahuacra y en el área de Andaychagua. Los que se encuentran cerca al intrusivo de Carahuacra son diques de diabasa que se ubican casi perpendicularmente al eje del anticlinal. En Andaychagua, dentro de la volcánica Catalina, ocurre una intrusión de gabro tipo chimenea de forma elipsoidal. Su tamaño es de 70 x 250 metros. De este conducto se desprenden diques de pocos metros de potencia que atraviesan

los volcánicos. (Estos diques son de naturaleza ácida y parecen haberse derivado del gabro en mención) Cerca a la veta Andaychagua estos diques están fuertemente alterados por lo que su identificación exacta no ha sido determinada.

4.6.1.4. Depósitos Cuaternarios

Estos depósitos constituyen el material de cobertura generalmente no consolidado, distribuido irregularmente en la zona; estos se han acumulado como resultado de procesos glaciares, fluvioglaciares, coluviales y en algunos casos por fenómenos de movimientos de masa. Estos depósitos, forman depósitos de pendiente suave y cubren a las rocas sedimentarias y en los valles adyacentes se encuentran como aluviales y/o escombros de talud. En la parte alta de la Cordillera Occidental, así como en el Flanco Occidental Andino yacen los siguientes depósitos cuaternarios que se detallan a continuación:

Depósitos glaciares

Comprende a los depósitos morrénicos antiguos a recientes que se encuentran en las cabeceras de los valles glaciares o bien cubriendo el fondo o márgenes de los mismos hasta una altitud de 4200 msnm.

Depósitos fluvioglaciares

Corresponde al material acarreado por los ríos de ambas vertientes de la zona andina; esto guarda relación con el proceso erosivo activado por el sensible levantamiento andino y las etapas de glaciación. Se han formado terrazas de material aluvional en las márgenes de los ríos, las más recientes junto al lecho; en algunos casos se han producido inundaciones que han permitido la formación de depósitos fangosos (bofedales).

Depósitos coluviales y de deslizamiento

Los primeros son los depósitos que se encuentran al pie de las escarpas de las laderas de los cerros como material de escombros constituidos por

gravas y bloques sub-angulosos con matriz arenisca y limosa.

4.6.1.5. Marco Estructural

Los afloramientos de la zona de estudio presentan fuerzas comprensivas de dirección E-W que se originaron durante el Cretáceo (Plegamiento "Peruano"), comenzaron a formar el anticlinal Morococha, que tiene una orientación NW – SE, y forma una ventana estructural con exposición del basamento paleozoico, mesozoico y cenozoico; perturbado por las diferentes orogenias e intrusivos generando un área estructuralmente compleja, la misma que llevó a esta zona a convertirse en una de las áreas más propicias para el desarrollo de varios yacimientos de depósitos minerales como vetas, mantos, cuerpos de reemplazamiento y mineralización.

Estructuralmente la unidad San Cristóbal se encuentra afectado por plegamientos y fallamientos, los cuales han ocasionado la formación de anticlinales y sinclinales, originando el fracturamiento y reordenamiento de la estructura

original de las unidades rocosas, causando fracturas y diaclasas que a su vez han generado una porosidad secundaria, lo cual es un elemento importante para la geomecánica e hidrogeología por ocasionar aumento en la permeabilidad de las rocas originarias. A continuación se describen algunas estructuras:

Plegamiento

Dentro del Domo de Yauli fueron formados 3 anticlinales paralelos. Los ejes de estos anticlinales tienen un rumbo entre N 35° - 40°O. El anticlinal que está más al Oeste de los tres es el anticlinal de Chumpe, el cual está directamente relacionado a la mineralización del distrito de San Cristóbal. Su mayor dimensión que es de NO á SE tiene alrededor de 16 kilómetros mientras que de NE a SO tiene 4 kilómetros. El flanco Occidental tiene un buzamiento de 55° al SO, mientras que el flanco Oriental tiene un buzamiento de 30° al NE. El núcleo del anticlinal de Chumpe está formado por las filitas Excélsior y el grupo Mitu del Paleozoico. El flanco Occidental está compuesto por calizas Pucará y areniscas Goyllarisquizga, mientras que

en el flanco Oriental se extienden los volcánicos Catalina por varios kilómetros al Este. El anticlinal de Chumpe debe ser considerado como el extremo sureste del Domo de Yauli, donde la mayor acción del plegamiento ha tenido lugar; en esta área las pizarras del grupo Excélsior del Paleozoico han sido levantadas en su mayor extensión.



Imagen N° 4.2: Vista del Pliegue en el Pucará

Fracturamiento

Todo el fracturamiento en el área de San Cristóbal es el resultado de las mismas fuerzas compresivas que dieron lugar al arqueamiento del domo de

Yauli. Alrededor y dentro del anticlinal de Chumpe se distinguen tres conjuntos de sistemas de fracturamiento (información extraída de la geología del Túnel Victoria): El primer sistema con mayor presencia (80%) tiene rumbo de Noreste a Suroeste y buza gran parte al Noroeste. El segundo sistema (15%) tiene rumbo de Este a Oeste y buza al Norte y otros al Sur. El tercer sistema (5%) tiene rumbo Noroeste a Sureste. Algunos buzan al Noreste y otros al Suroeste.

Fracturamiento y fallamiento paralelo al eje del anticlinal

Durante la formación del anticlinal de Chumpe, producido por fuerzas compresivas, los estratos inferiores de caliza resbalaron sobre los volcánicos subyacentes, dando lugar a la formación de pequeñas y repetidas fallas inversas acompañadas de pliegues de arrastre. El sobre-escurrimiento y fallas inversas encontradas al Oeste de San Cristóbal en las calizas del grupo Pucará pueden pertenecer a este sistema.

Al cesar las fuerzas compresivas, probablemente se produjeron fuerzas tensionales en dirección

contraria a la que actuaban las fuerzas compresivas. Estas fuerzas de tensión así generadas dieron lugar a la formación de fracturas longitudinales al eje del anticlinal de Chumpe, las cuales fueron posteriormente rellenadas por los intrusivos, originando los diques de alaskita que ocurren en el núcleo de dicho anticlinal.

Fracturamiento perpendicular al eje del anticlinal

Posterior a la formación de las fracturas paralelas al eje se formaron sistemas de fracturas de tensión más o menos perpendiculares al eje de este anticlinal y limitadas fracturas de cizallamiento. Las fracturas de tensión perpendiculares al eje del anticlinal se distribuyen a uno y otro lado del intrusivo Chumpe y atraviesan las rocas que constituyen esta estructura en dirección Noreste-Suroeste. Corresponden al primer sistema anotados líneas arriba. En el lado

Norte del intrusivo Chumpe las fracturas tienen un buzamiento de 50° - 70° en general hacia el Sur, mientras que las que se ubican al Sur del mismo

intrusivo poseen buzamientos de 50° - 85° hacia el Norte.

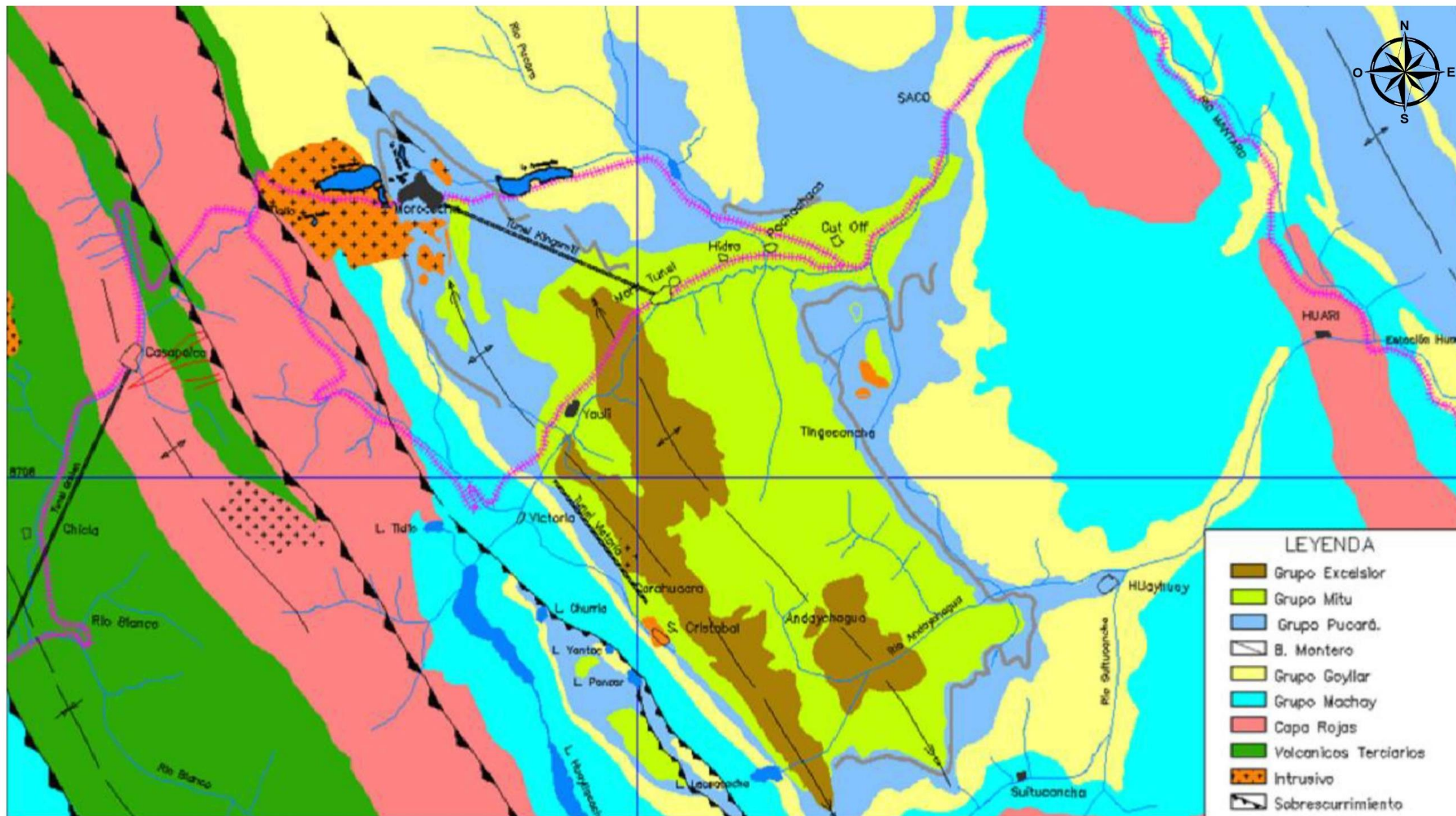
La tensión, causa del fracturamiento principal en las áreas de San Cristóbal parece haber sido ocasionada por efecto del arqueamiento del eje del anticlinal, el cual probablemente se produjo por la acción de fuerzas compresivas que actuaron en direcciones Noreste-Suroeste, acompañadas por el empuje de abajo hacia arriba durante el emplazamiento del intrusivo Chumpe.

Otra teoría que podría aplicarse a la formación de estas fracturas sería la que considera el fracturamiento transversal al eje del anticlinal de Chumpe como formado por esfuerzos tensionales y de cizallamiento originando indistintamente fracturas de tensión y de cizalla en relación a los diferentes tipos de roca que conforman el mencionado anticlinal; así en los volcánicos que conforman el flanco occidental predominarían las fracturas de tensión, las de cizalla en el núcleo y nuevamente las de tensión en el flanco oriental.

Movimientos normales acompañados de subordinados movimientos rotacionales ocurrieron

después de la formación de las fracturas tensionales, lo cual puede ser comprobado por el desplazamiento que presentan los diques y algunas vetas por efecto del movimiento a lo largo de la fracturas.

El bandeamiento que presentan algunas vetas y los diferentes tipos de alteración sugieren que las vetas han sido reabiertas y cerradas varias veces durante su historia. Las reaperturas de las vetas podrían estar en relación con los varios movimientos rotacionales ocurridos a lo largo de la falla. El último movimiento probablemente ocurrió después de emplazada la primera mineralización y dio lugar a una zona de panizo que se encuentra a lo largo de algunas vetas y fracturas. El movimiento entre las diferentes etapas de mineralización está probado por el extenso brechamiento de esfalerita, de la siderita, en algunas partes y el relleno de fracturas a través de la veta por carbonatos posteriores.



MAPA GEOLÓGICO REGIONAL - DOMO DE YAULI

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tesis: "OPTIMIZACIÓN DE LA RENTABILIDAD EN LAS OPERACIONES DE LAS VETAS SAN CRISTÓBAL SUR OESTE DE LA MINA SAN CRISTÓBAL DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A"			
Presentado por: Bach. Onan Fernando ESPINOZA BONILLA			
Título: Mapa Geológico Regional - Domo de Yauli		Fecha: Mayo - 2018	
Fuente: "Estimación de Reservas y Recursos Minerales" - Volcan SAA		Escala: S/E	
			4.5

Lámina N° 4.5: Mapa Geológico Regional

4.6.2. GEOLOGÍA LOCAL

El área del proyecto está en la estructura regional conocida como domo Yauli, rocas volcánicas y metamórficas. La roca que conforma el trazo del túnel son dos rocas bien definidas: volcánica y metamórficas las filitas. En superficie la roca predominante es la caliza, está se encuentra emplaza sobre el volcánico, la cual se encuentra moderadamente fracturada y ligeramente meteorizada, con cobertura de material coluvial de espesores variables.

Las geoestructuras del medio geológico están limitadas a pequeñas fallas y diaclasas. Las discontinuidades (diaclasas) tienen rumbo Oeste-Este y sus buzamientos son verticales. El espaciamiento de las juntas varía entre 20 y 60 cm, lo que le da al macizo rocoso una estructura de bloques de tamaño mediano.

La información recopilada de la geología de superficie está relacionada con la geología del Túnel Victoria.

4.6.2.1. Geomorfología Local

Está constituida por típicos valles glaciares en forma de U que discurren en dirección NW y SE

controladas por las estructuras de rumbo andino, con un relieve suave y moderado y con pendientes mayormente menores a 30 % en el sector noroeste que corresponden a las cabeceras de las quebradas; en algunos sectores como en la parte intermedia de la Quebrada. Andaychagua, las quebradas de los sectores como en la Quebrada. Pacchapuquio pampa, Quebrada Victoria y la Quebrada. Ayamachay la pendiente se presenta más pronunciada, aproximadamente entre 40% y 60%.

Su relieve es abrupto y empinado entre los 3,500 y los 4,500 msnm, presenta desfiladeros rocosos con cumbres afiladas, producto de la erosión glaciaria pasada. En esta zona el clima es bastante frío húmedo y nublado. Las temperaturas presentan grandes oscilaciones térmicas entre el día y la noche, y las precipitaciones son abundantes.

4.6.2.2. Litología y Estratigrafía

En esta sección se presentan las características geológicas dominantes del Proyecto Túnel de Integración. La importancia del tema geológico

radica principalmente en su influencia sobre las condiciones Litológicas, geomecánicas e hidrogeológicas que afecten al proyecto, teniendo en cuenta que el conocimiento de la geología local permite evaluar la naturaleza de las formaciones rocosas donde se realizará la exploración y asimismo las formaciones geológicas facilitarán o no el paso del agua subterránea de acuerdo a su litología y composición física. En el plano de Geológico Local, se pueden observar los rasgos geológicos de la zona de estudio.

Grupo Excélsior

Esta unidad geológica aflora mayormente en la mina San Cristóbal, está compuesta por filitas generalmente con bajo grado de fracturamiento presentando venillas de cuarzo, venillas de piritas, material arcilloso compacto (roca blanda), la oxidación no es abundante en esta unidad geológica, en algunos tramos presenta un alto grado de fracturamiento.



Imagen N° 4.3: Vista de las Filitas del Excelsior

Metavolcánicos

Esta unidad corresponde a una secuencia de transición entre el grupo Excelsior y el grupo Mitu, consiste en secuencias volcánicas que han sufrido metamorfismo de bajo grado, presentan textura brechoide, débil a moderado fracturamiento, intenso venilleo de calcita, y ligera mineralización de sulfuros.

Grupo Mitu

Localmente el grupo Mitu consiste de volcánicos andesíticos, presenta zonas de grado variable de fracturamiento, en las zonas con fracturamiento de

alto grado se observa estructuras mineralizadas, en las de grado moderado se puede observar venillas y cavidades mineralizadas con sulfuros además de una fuerte presencia de óxidos mientras que en los tramos con bajo grado de fracturamiento la andesita presenta zonas con una textura brechada, en la cual se pueden observar abundantes venillas mineralizadas con sulfuros, venillas de calcita y algunos niveles arcillosos pero con poca presencia de óxidos.



Imagen N° 4.4: Roca del Mitu – Continental

Grupo Pucará

Esta unidad está compuesta de calizas, presentando un fracturamiento de moderado a alto grado, las zonas donde el fracturamiento es moderado se encuentra relleno con venillas de calcita y escasa oxidación, mientras que en las zonas con alto grado de fracturamiento se puede observar parte de la alteración hidrotermal (argilización) que ha sufrido la roca, en esta parte la calcita muestra un color gris oscuro con venillas de calcita, alternan ocasionalmente con unidades de lutitas gris violáceas y rojizas, moderadamente fracturadas. En su mayoría moderado, en la fracturas se observa sulfuros diseminados con presencia de venillas de sílice.



Imagen N° 4.5: Roca del grupo Pucará

Grupo Goyllarisquizga

Consiste en areniscas cuarcíticas blanquecinas con intercalación de lutitas y limolitas rojizas en la base y con areniscas calcáreas y lutitas grises en la parte superior, el grado de fracturamiento es en su mayoría moderado, en la fracturas se observa sulfuros diseminados con presencia de venillas de sílice.

Rocas intrusivas

Se ha encontrado microdioritas de textura fanerítica verde parduzco, poco a moderadamente

fracturada, con venas de calcita con óxidos de hierro y venillas de cuarzo.

Depósitos cuaternarios

Corresponden a depósitos glaciares morrénicos y depósitos fluvioglaciares como consecuencia de la erosión glacial antigua y reciente, en el área se observan bloques de hasta 4 m de diámetro y cantos en matriz areno-limosa pardo oscuro, con una potencia de hasta 40m.



Imagen N° 4.6: Frente fracturas del Túnel Victoria

El grado de resistencia de la roca se puede considerar entre R3 y R4 es decir entre roca medianamente dura y roca dura.



Imagen N° 4.7: Vetillas de cuarzo

El análisis de la litología y el aspecto estructural del túnel Victoria, ayuda a definir el comportamiento competente de las rocas volcánicas e intrusivas a lo largo de una franja de volcánico desde el contacto volcánico-caliza-filitas. Siendo el contacto volcánico-caliza-filitas de carácter regional que llega hasta el norte de la unidad Minera, se asume que durante el plegamiento de las unidades litológicas, los efectos sobre la franja cercana al techo del volcánico fueron parecidos.

4.6.3. YACIMIENTOS MINERALES

Es importante tener en cuenta la distribución y comportamiento de las principales vetas desde el punto de vista estructural y de las alteraciones hidrotermales de sus rocas encajonantes que tendrán incidencia en el sistema de minado.

4.6.3.1. Yacimientos de la Mina San Cristóbal

La mineralización en la mina San Cristóbal se presenta en dos tipos: como relleno de fracturas que cruzan el anticlinal de Chumpe (vetas), y como reemplazamiento de las calizas Pucará, encima de los volcánicos Catalina (mantos).

El anticlinal de Chumpe es extensamente atravesado por fracturas perpendiculares a su eje, prolongándose algunas desde el flanco occidental hasta el flanco oriental del anticlinal, mientras que otras ocurren sólo en los flancos. alguna de estas fracturas han sido mineralizadas en mayor o menor grado, pero solo unas pocas contienen mineralización económicamente explotable, como es el caso de la veta San Cristóbal.

4.6.3.2. Veta San Cristóbal

La veta San Cristóbal es la estructura más extensa que se conoce en el área y ha sido mineralizada a lo largo de 3 kilómetros. El movimiento principal de toda la estructura ha sido normal con un desplazamiento de aproximadamente 200 metros. Además, por acción rotacional la caja piso de la veta ha tenido un movimiento en el sentido de las agujas del reloj comparado con la caja techo de la veta. Aunque la estructura consta de una fractura continua, su rumbo cambia en relación al tipo de roca, debido probablemente a su naturaleza (tensión o de cizalla) o en su defecto debido a una refracción de la fractura al entrar en diferente tipo de roca. En los volcánicos del flanco Occidental el rumbo es de NE 60°-70°SO. El buzamiento de la veta a lo largo de toda su extensión varía de 45° á 60°SE. El ancho varía fuertemente a lo largo de toda su extensión. Estas potencias tan variables podrían reflejar las competencias variables de las rocas y los diferentes orígenes de las fracturas.

Alteración de las rocas encajonantes

La alteración de las rocas encajonantes varía de acuerdo al tipo de roca y de mineralización. En las filitas, la alteración consiste, de la veta hacia afuera, de una zona de silicificación, de caolinización y/o sericitización y finalmente cloritización. Diseminación de pirita ocurre entremezclada con todos los tipos de alteración. En los volcánicos, la zona de silicificación es reducido y la zona de caolinización alcanza escasos metros, mientras que la zona de cloritización hacia el contacto con las filitas decenas de metros.

Controles de Mineralización

La mineralización en la veta San Cristóbal tiene un control estructural y litológico. El control estructural está determinado por la falla San Cristóbal que permitió la circulación de soluciones mineralizantes; y además, las diferentes reaperturas, durante la formación de la veta, dieron lugar a las diferentes bandas de minerales. El control litológico está determinado por los diferentes tipos de rocas encajonantes a lo largo de la veta San Cristóbal, los

cuales probablemente han influido en la distribución espacial de los minerales.

4.7. MÉTODO DE MINADO SUBTERRÁNEO

La Mina San Cristóbal produce en promedio 4,350 tm/día con leyes estimadas de 6.42 % de Zn, 1.01% de Pb, 4 Onza de Ag y 0.15 % de Cu. El mineral de cobre es enviado a la concentradora de la mina Andaychagua para su concentración el resto de los minerales es procesado en la planta concentradora de Victoria y Marhr Túnel.

La Mina San Cristóbal emplea dos métodos de explotación, el método de hundimiento de subniveles cortos y el de corte y relleno ascendente sea la estructura Veta, Manto o cuerpo, para rellenar las aberturas dejadas por la extracción del mineral se utiliza el relave proveniente de planta concentradora previa clasificación en los ciclones, también se utiliza el desmonte proveniente de sus desarrollos y exploraciones.

Para la aplicación de estos métodos se emplea equipos mecanizados, la perforación se realiza con jumbo electro hidráulico, acarreo con Scooptram y el transporte se realiza con Dumper y camiones volvos, el sostenimiento se realiza en un 80% en forma mecanizada empleando equipos robotizados (Hurón, Manba).

Se viene realizando una variante en el método de explotación en casi todos los niveles se viene optando por el método de hundimiento de

subniveles con bancos de ocho metros, el cual se encuentra en la etapa de preparación de sub-Niveles, en este método se tiene que ejecutar dos rampas las cuales están distanciadas en trescientos metros y de ellas salen brazos o accesos para desarrollar los subniveles de explotación los cuales son ejecutados en mineral. (Méndez Huayta, 2012)

Por lo tanto, en San Cristóbal se han determinado dos métodos de minado:

- Método de Tajeo por Subniveles “Sublevel Stopping”.
- El método Corte y Relleno Ascendente u Over Cut and Fill (OCF)

4.7.1. MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

También conocido como “Over Cut and Fill”, es el más indicado para el minado de vetas, mantos y en general cuerpos mineralizados cuyos ángulos de buzamiento sean mayores al del reposo del material fragmentado que contengan.

Lo relevante de la aplicación de este método en San Cristóbal está en la perforación horizontal (breasting), es decir que después de un corte se entra a la etapa del relleno detrítico e hidráulico, dejando una luz que servirá de cara libre para el corte superior.

El método consiste en realizar cortes horizontales a través de un acceso el cual inicia con gradiente negativa (-15%) y termina en positivo (+15%) y son perpendiculares a la estructura mineralizada.

La preparación se inicia construyendo rampas largas o en espiral; generalmente estas se construyen hacia la caja piso de la estructura mineralizada. Desde las rampas nacen los By passes paralelos a las vetas y desde esta infraestructura, nacen los accesos que se encuentran distanciados 100 m., los cuales permiten tener tajos de 50 m de longitud para cada tramo (ala este y ala oeste).

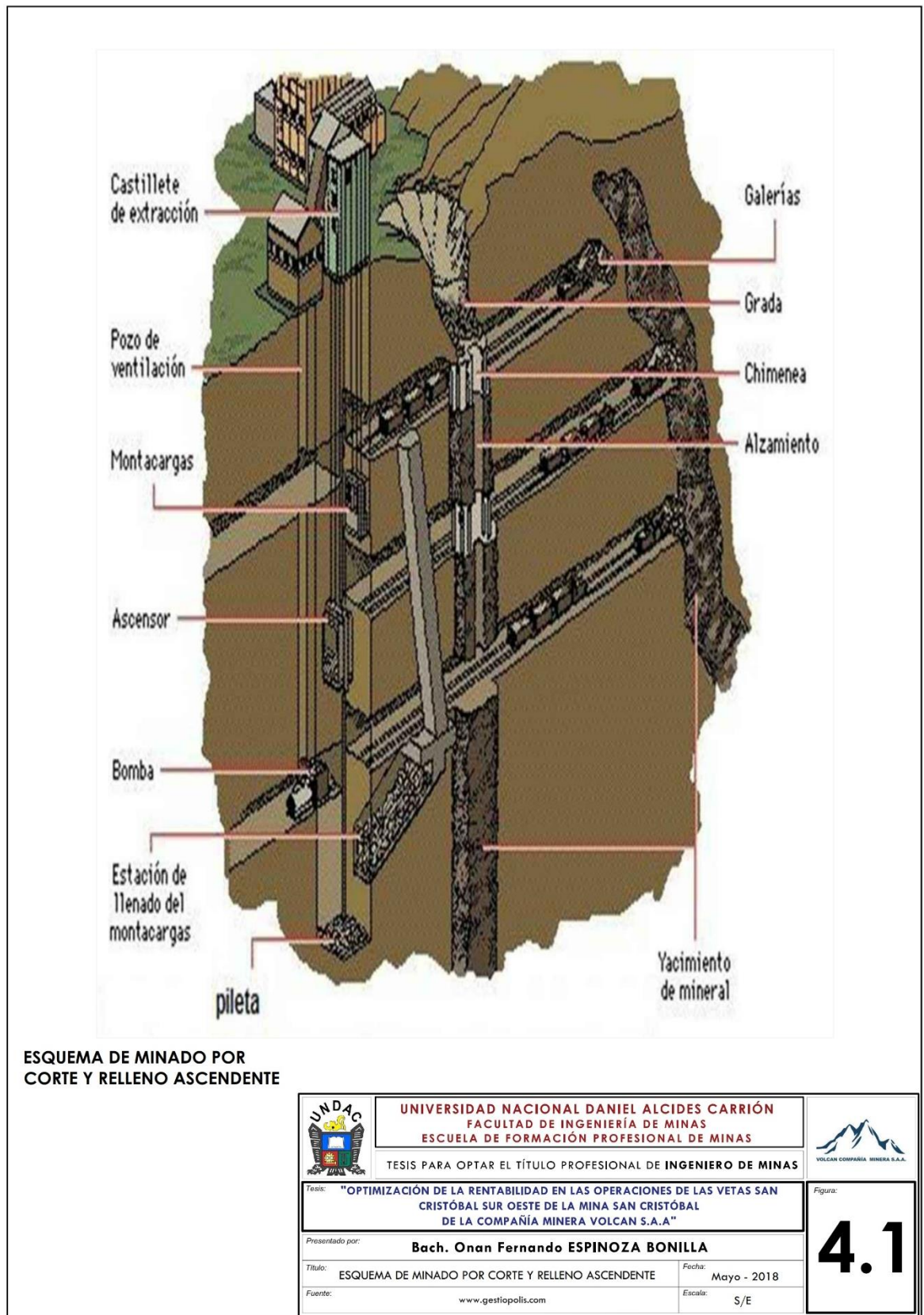
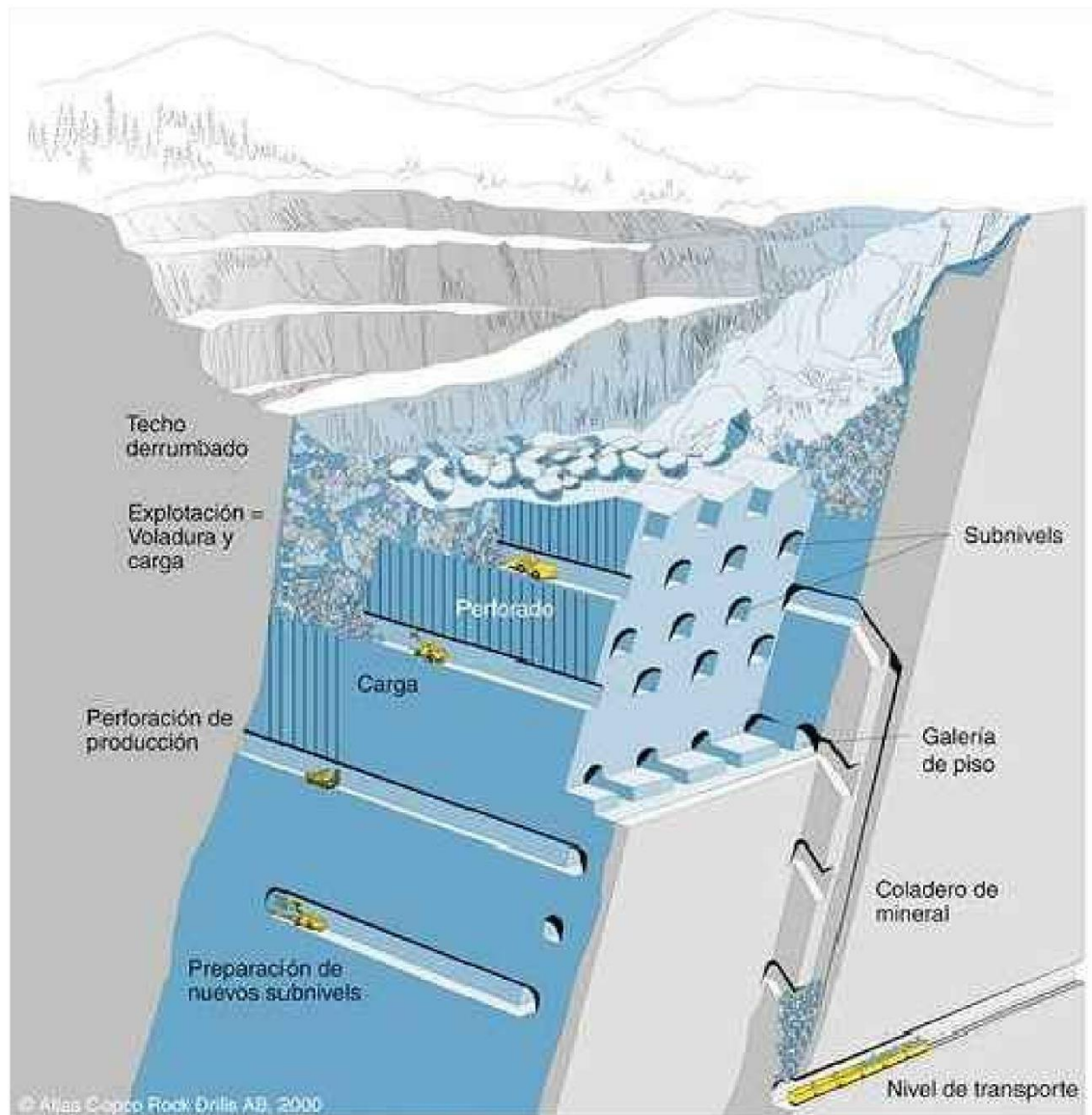


Figura N° 4.1: Esquema de minado por Corte y Relleno Ascendente

4.7.2. MÉTODO DE TAJEO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS

Conocido también como “Sublevel Stoping” (SLS), este método consiste en dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo y arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con taladros paralelos y radial, posteriormente queda vacío el tajeo después de la explotación.

Los subniveles son orientados sobre la estructura los cuales van a servir de acceso para la limpieza y perforación de los taladros largos que van entre 15-25 metros. Los bancos de minado están entre los 10 y 13.5 metros y la perforación y carguío debe realizarse previo diseño por el área de Planeamiento. El método es de forma ascendente y es una variante del “bench and fill” o AVOCA que utiliza relleno detrítico de los desarrollos y preparaciones el cual se vierte desde el subnivel superior conforme se avanza con el minado. Es un método masivo que requiere de mucho control operativo para evitar excesivas diluciones, no se recomienda realizarlo en vetas muy angostas y con poco buzamiento.



ESQUEMA DE MINADO TAJEO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS "SUBLEVEL STOPPING"



	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tesis: "OPTIMIZACIÓN DE LA RENTABILIDAD EN LAS OPERACIONES DE LAS VETAS SAN CRISTÓBAL SUR OESTE DE LA MINA SAN CRISTÓBAL DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A"			Figura:
Presentado por: Bach. Onan Fernando ESPINOZA BONILLA			<h1>4.2</h1>
Título: ESQUEMA DE MINADO SUBLEVEL STOPPING		Fecha: Mayo - 2018	
Fuente: Atlas Copco		Escala: S/E	

Figura N° 4.2: Esquema de minado Sublevel Stopping

4.8. RESERVAS MINERAS DE LA MINA SAN CRISTÓBAL

Las reservas y recursos minerales se han estimado al 31 de diciembre del 2016 en conformidad con las normas internacionales establecidas por el Joint Ore Reserves Committee.

La estimación de recursos y reservas de la Compañía se realiza aplicando los lineamientos que proponen las mejores prácticas de la industria. Volcan continuó con el desarrollo de los programas sistemáticos de exploración brownfield y perforación diamantina sobre áreas potenciales para delineación de recursos e infill drilling con el objetivo de reponer e incrementar las reservas en sus operaciones mineras.

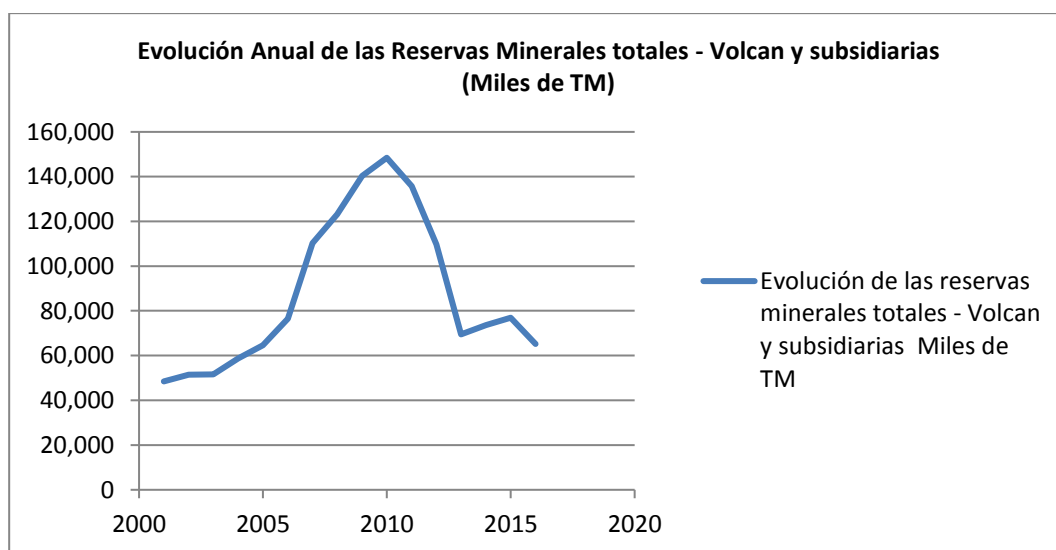


Tabla N° 4.2: Evolución de las reservas minerales totales - - Volcan y subsidiarias

Fuente: Memoria anual 2016-Compañía Minera Volcan S.A.A.

Reservas Minerales Probadas y Probables - Unidad Minera Yauli									
Reservas minerales Probadas y Probables	MILES DE TM	LEYES				FINOS			
		Zn	Pb	Cu	Ag	Zn	Pb	Cu	Ag
		%	%	%	oz/TM	Miles de TM	Miles de TM	Miles de TM	Millones de oz
PROBADAS	11,973	5.55	0.96	0.17	3.44	664	115	20	41
PROBABLES	15,376	5.18	0.84	0.26	3.08	797	129	40	47
YAULI	27,349	5.34	0.89	0.22	3.24	1,461	244	60	88

Tabla N° 4.3: Reservas Minerales Probadas y Probables - Unidad Minera Yauli

Fuente: Memoria anual 2016-Compañía Minera Volcan S.A.A.

Reservas Minerales de la Unidad Yauli					
Mina Subterránea	MILES DE TM	Zn (%)	Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/TM)
San Cristóbal	13,037	6.39	1.05	0.20	4.28
Carahuacra	3,878	6.28	0.50	0.09	2.50
Andaychagua	4,215	3.84	0.66	0.10	3.68
Ticlio	3,341	6.07	1.63	0.19	1.60

Tabla N° 4.4: Reservas minerales Mina San Cristóbal

Fuente: Memoria anual 2016-Compañía Minera Volcan S.A.A.

4.8.1. RESERVAS MINERAS SEGÚN MÉTODO DE MINADO Y LEYES

Ya explicamos que los métodos de minado principales en San Cristóbal son: Corte y Relleno Ascendente y Tajeo por Subniveles con Sublevel Stopping, entonces a continuación detallamos en la siguiente tabla:

Reservas Mineras según Método de Minado – Categoría Probado										
METMIN	NIVEL	TMS	AV(m)	AM(m)	F_DIL	Zn(%)	Pb(%)	Cu(%)	Ag(oz/t)	VPT(US\$)
PROBADO		1,009,566	5.75	6.09	0.30	4.50	1.41	0.26	1.96	110.84
OCF (Método de Corte y Relleno)	TOTAL	314,276	3.82	4.18	0.24	5.36	1.63	0.15	2.48	127.28
	Nv-4390	11,983	4.59	4.69	0.10	6.16	0.50	0.04	0.83	101.00
	Nv-4440	9,601	3.45	3.67	0.17	8.82	1.04	0.07	0.74	145.28
	Nv-4490	79,818	5.10	5.24	0.15	6.46	2.83	0.14	2.69	161.99
	Nv-4540	56,816	3.30	3.77	0.31	4.87	1.70	0.09	3.24	127.01
	Nv-4580	62,823	3.30	3.78	0.32	4.56	1.54	0.11	3.66	125.16
	Nv-4620	11,612	3.40	3.63	0.20	6.03	1.75	0.14	2.81	140.99
	Nv-4640	10,489	1.88	3.14	0.77	3.71	1.03	0.06	1.26	80.69
	Nv-4650	13,100	2.92	3.69	0.43	4.44	0.99	0.09	1.09	89.21
	Nv-4690	11,928	2.61	3.26	0.36	3.69	0.45	0.12	0.52	66.48
	Nv-4730	16,040	2.86	3.42	0.31	6.02	0.91	0.42	1.51	125.11
	Nv-4770	7,180	4.66	4.66	0.07	6.05	0.87	0.47	1.91	130.63
Nv-4800	22,886	4.42	4.49	0.10	4.21	0.36	0.35	1.23	87.21	
SLS (Método de Sublevel Stoping)	TOTAL	626,668	3.73	4.09	0.33	3.89	1.04	0.33	1.80	97.70
	Nv-01	9,040	2.25	3.00	0.64	2.97	0.59	0.08	1.25	64.39
	Nv-02	2,133	3.08	3.65	0.40	2.69	0.60	0.11	1.11	60.35
	Nv-4	22,695	2.12	2.83	0.64	5.94	2.47	0.18	1.50	139.45
	Nv-4340	24,035	3.12	3.64	0.31	3.19	0.26	0.82	2.07	96.29
	Nv-4390	67,625	3.38	3.74	0.25	4.08	0.45	0.64	1.45	98.89
	Nv-4440	94,376	4.26	4.53	0.27	3.69	0.75	0.40	1.53	90.68
	Nv-4490	254,821	4.34	4.61	0.27	4.04	1.16	0.29	1.94	101.60
	Nv-4540	85,902	3.00	3.44	0.46	3.53	1.12	0.22	2.28	95.14
	Nv-4580	28,457	2.95	3.39	0.45	3.75	1.73	0.13	2.14	102.71
	Nv-4620	2,390	0.70	1.54	2.14	3.34	0.28	0.09	0.49	57.41
	Nv-4640	4,070	1.51	2.31	1.12	5.67	0.44	0.15	0.84	97.43
	Nv-4650	5,729	3.59	3.99	0.39	4.21	0.60	0.11	0.63	76.34
	Nv-4690	3,281	5.50	5.50	0.15	4.10	0.90	0.09	0.68	79.47
	Nv-4770	16,789	3.19	3.62	0.36	2.71	1.51	0.04	1.10	71.87
Nv-4800	5,325	2.36	2.96	0.52	2.66	1.46	0.03	0.96	68.85	

Tabla N° 4.5: Reservas Mineras según Método de Minado – Categoría Probado

Fuente: Inventario de Reservas y Recursos San Cristóbal 2014, Compañía Minera Volcan S.A.A.

Reservas Mineras según Método de Minado – Categoría Probable										
METMIN	NIVEL	TMS	AV(m)	AM(m)	F_DIL	Zn(%)	Pb(%)	Cu(%)	Ag(oz/t)	VPT(US\$)
	PROBABLE	876,423	7.24	7.55	0.30	4.78	1.55	0.26	1.71	114.51
OCF (Método de Corte y Relleno)	TOTAL	283,567	3.56	4.02	0.29	4.99	1.83	0.11	2.13	120.52
	Nv-4340	1,143	3.36	3.51	0.16	4.08	0.20	0.08	0.54	66.81
	Nv-4390	14,538	2.63	3.30	0.40	3.98	0.35	0.05	0.49	65.89
	Nv-4440	26,959	4.04	4.35	0.23	7.32	2.63	0.10	1.61	158.77
	Nv-4490	70,723	5.20	5.38	0.17	6.72	3.11	0.11	1.98	161.81
	Nv-4540	8,614	2.87	3.30	0.29	4.64	2.12	0.11	2.61	124.55
	Nv-4580	64,145	2.31	3.12	0.51	3.47	1.39	0.07	3.50	105.16
	Nv-4620	43,588	2.88	3.38	0.32	4.20	1.55	0.10	2.04	104.33
	Nv-4640	12,387	3.25	3.74	0.31	4.70	1.29	0.11	2.01	107.16
	Nv-4650	6,993	2.75	3.49	0.47	3.98	1.11	0.06	1.44	87.33
	Nv-4730	13,171	2.66	3.22	0.31	3.79	0.71	0.17	0.89	76.93
	Nv-4770	4,915	4.79	4.79	0.07	7.32	1.22	0.77	2.56	170.37
	Nv-4800	15,795	4.64	4.83	0.13	3.83	0.48	0.18	1.14	76.93
Nv-4840	597	3.07	3.32	0.19	4.29	0.18	0.42	0.62	81.88	
SLS (Método de Sublevel Stoping)	TOTAL	437,009	4.01	4.35	0.31	3.75	0.93	0.42	1.73	96.62
	Nv-01	814	2.06	2.82	0.65	3.14	0.57	0.09	1.85	72.72
	Nv-4	30,121	2.21	2.91	0.62	4.66	1.69	0.13	1.39	107.20
	Nv-4340	27,202	3.59	3.88	0.18	3.44	0.25	0.98	3.13	115.71
	Nv-4390	36,065	4.10	4.32	0.21	3.54	0.62	0.90	1.99	108.68
	Nv-4440	179,135	5.50	5.67	0.20	3.88	0.99	0.37	1.53	95.69
	Nv-4490	61,924	3.48	3.86	0.32	3.36	0.67	0.51	2.05	93.73
	Nv-4540	33,524	2.13	2.72	0.56	3.30	0.98	0.27	2.03	89.00
	Nv-4580	22,980	1.60	2.26	0.81	4.36	1.31	0.36	2.19	113.25
	Nv-4620	1,386	1.18	1.98	1.29	4.44	0.43	0.06	0.54	74.36
	Nv-4640	810	0.83	1.67	1.95	3.97	0.26	0.08	0.72	67.80
	Nv-4650	14,964	2.34	2.97	0.66	4.91	0.47	0.16	0.95	88.88
	Nv-4690	14,829	4.41	4.50	0.12	3.11	0.96	0.10	0.61	66.24
	Nv-4770	6,129	2.13	2.82	0.63	2.05	1.59	0.02	1.07	63.28
Nv-4800	7,127	1.88	2.56	0.68	2.35	1.66	0.02	0.91	66.78	

Tabla N° 4.6: Reservas Mineras según Método de Minado – Categoría Probable

Fuente: Inventario de Reservas y Recursos San Cristóbal 2014, Compañía Minera Volcan S.A.A.

4.9. RECURSOS MINERALES DE LA MINA SAN CRISTÓBAL

Los recursos minerales que a continuación se informan, no forman parte de las reservas probadas y probables.

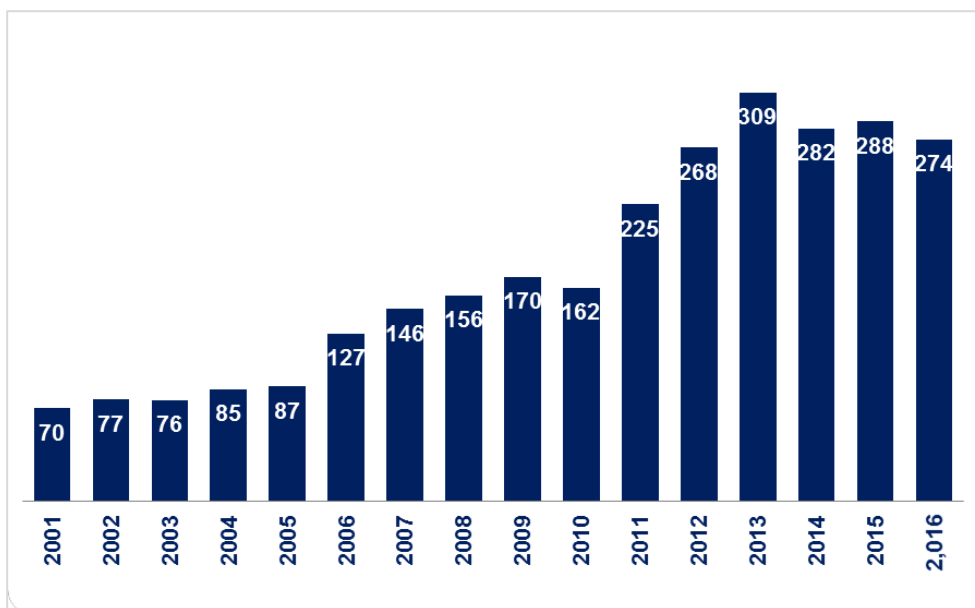


Tabla N° 4.7: Evolución histórica de recursos minerales medidos, indicados e inferidos - Volcan y subsidiarias (millones de toneladas)

Fuente: Memoria anual 2016-Compañía Minera Volcan S.A.A.

Los recursos medidos e indicados están conformados por el material mineralizado que, si bien tiene un alto nivel de certeza, no pasó a formar parte de las reservas por no cubrir el cut off de reservas, y que ante una eventual mejora de precios podría pasar a esta categoría. Los recursos inferidos agrupan el material mineralizado con interés económico, pero cuyo nivel de certeza geológico aún no es suficiente para ser evaluado y poder clasificarlo como reserva.

Los recursos inferidos son un indicador importante respecto de la capacidad de crecer y asegurar la sostenibilidad futura de las operaciones. Una parte significativa de los recursos mencionados se convertirán en reservas en el corto y mediano plazo.

Recursos medidos, indicados e inferidos - Unidad Minera Yauli									
Recursos medidos, indicados e inferidos	MILES DE TM	LEYES				FINOS			
		Zn	Pb	Cu	Ag	Zn	Pb	Cu	Ag
		%	%	%	oz/TM	Miles de TM	Miles de TM	Miles de TM	Millones de oz
MEDIDOS	5,808	2.71	0.7	0.11	1.82	158	41	7	11
INDICADOS	8,615	2.4	0.64	0.14	1.71	206	56	12	15
INFERIDOS	33,982	5.03	0.97	0.28	3.3	1710	329	94	112
YAULI	48,405	4.28	0.88	0.23	2.84	2,074	426	112	137

Tabla N° 4.8: Recursos medidos, indicados e inferidos - Unidad Minera Yauli

Fuente: Memoria anual 2016-Compañía Minera Volcan S.A.A.

CAPÍTULO V

COSTOS OPERATIVOS DE LA VETA SAN CRISTÓBAL SUR OESTE

5.1. EVALUACIÓN DE MÉTODOS DE MINADO

La mina San Cristóbal es una operación subterránea en Yauli, por lo tanto, vamos a analizar los costos directos relativos según métodos de minado subterráneo para determinar los dos posibles métodos de explotación subterránea a usar primero y luego la selección del método en función de la geometría de la veta San Cristóbal y las condiciones geomecánicas del yacimiento.

En la Tabla N° 5.1 se hace una comparación de costos directos relativos según métodos de minado subterráneo. Notamos que el Corte y Relleno mecanizado es 246.15% más costoso que usar tajeo por subniveles (4.5 contra 1.3).

Método de Minado Subterráneo	Costo Relativo
Hundimiento por bloques	1
Cámaras y pilares	1.2
Tajeo por subniveles	1.3
Hundimiento por subniveles	1.5
Tajeo por hundimiento vertical	4.3
Corte y relleno mecanizado	4.5
Tajeo por acumulación (Shrinkage)	6.7
Corte y relleno convencional	9.7

Tabla N° 5.1: Costos Directos Relativos según Método de Minado Subterráneo

La Tabla N° 5.2 elaborado por Nicholas y Marck muestra un tipo de selección del método de explotación según el tipo de yacimiento. Notamos que los métodos que se pueden usar según las características del yacimiento son Tajeo por Subniveles con Sublevel Stopping y Método de Corte y Relleno.

Se evaluara el margen de utilidad a obtener usando tajeo por subniveles con Sublevel Stopping y corte y relleno. Siendo el método de explotación que ofrezca la mayor rentabilidad del proyecto será el método a usar.

Selección del método de explotación según Nicholas y Marck				
Tipo de Yacimiento	Pendiente	Resistencia		Método aplicable
		Mineral	Cajas	
Tabular estrecho	Echada	Fuerte	Fuertes	Cámaras con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
Tabular potente	Echada	Fuerte	Fuertes	Cámaras con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
		Débil	Débiles	Rebanadas hundidas
		Fuerte	Fuertes	Cámaras abiertas
Tabular muy potente	Echada			Como en masas
Filones muy estrechos	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámaras de almacén
		Débil	Débiles	Rebanada rellena
				Explotación entibada
Filón estrecho	Echada			Como en tabulares estrechos
Potencia superior a la entibación económica	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámara vacía
				Cámaras Almacén
				Rebanada rellena
			Débiles	Rebanada rellena
				Mallas cúbicas
		Débil	Fuertes	Rebanada Hundida
				Mallas cúbicas
			Débiles	Rebanada Hundida
				Mallas cúbicas
	Echada			Como en tabulares potentes o masas
Filón ancho	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámaras Vacías
				Cámaras Almacén
				Cámaras y Niveles
				Rebanada rellena
			Débiles	Niveles hundidos
				Mallas cúbicas
			Fuertes	Cámaras Almacén
				Cámaras y Niveles
				Rebanadas rellenas
Masas		Débil	Débiles	Niveles hundidos
			Fuertes	Bloques hundidos
				Mallas cúbicas
				Métodos mixtos.

Tabla N° 5.2: Selección del Método de Explotación

Fuente: Nicholas y Marck

5.2. CÁLCULO DE RESERVAS MINABLES Y VALOR DE MINERAL

Para hallar el valor del mineral, primero, vamos a determinar el porcentaje de recuperación de éste.

Según la Tabla N° 5.3 observamos que en el método de Corte y Relleno la recuperación promedio es de 85% de las reservas geológicas y en el método Tajeo por Subniveles con Sublevel Stopping se recupera el 80% de las reservas, ya sea por los puentes que quedan hacia el nivel superior o los pilares intermedios para hacer más estables los tajeos y el área de influencia de estas labores.

Método de Explotación	Factor de Recuperación Minera	
	INTERVALO	MEDIO
Sublevel Stopping	60-100	80
Corte y Relleno	70-100	85
Almacenamiento Provisional	75-100	90
Cámaras y Pilares	50-75	60

Tabla N° 5.3: Porcentaje de recuperación del mineral según método de explotación

Según O'Hara determinaremos la dilución de diseño para ambos métodos de explotación y finalmente la dilución de diseño más apropiado.

La Tabla N° 5.4 nos muestra que la dilución será mayor usando Tajeo por Subniveles con Sublevel Stopping.

DILUCION DISEÑO (según O'Hara)		
Dilución = $k/((w)_{1/2} * \text{sen } a)$	Sublevel Stopping	Corte y relleno
k : constante	55	25
w : potencia de veta (metros)	6	6
a : buzamiento veta	68	68
Dilución diseño	24.21%	11.00%

Tabla N° 5.4: Cálculo de la Dilución

En la Tabla N°5.5 vemos que en condiciones medias del terreno, por el método Sublevel Stopping se tiene una dilución promedio de hasta 30% y en el método de Corte y Relleno, en condiciones medias, un 15% de dilución.

Método de Explotación	FACTOR DE DILUCION		
	CONDICIONES DEL TERRENO		
	EXCELENTES	MEDIAS	MALAS
Tajeo por Subniveles con Taladros Largos	1.20	1.30	N.D
Corte y Relleno	1.05	1.1	1.15
Almacenamiento Provisional	1.10	1.15	1.25
Cámaras y pilares	1.05	1.10	1.20

Tabla N° 5.5: Cálculo de la Dilución según método de Explotación

Para evitar errores en la toma de decisiones, para el diseño utilizaremos los datos que se muestran en la Tabla N° 5.6:

Porcentaje de Dilución para Diseño		
En condiciones medias y yacimientos irregulares	Tajeo por Subniveles Sublevel Stopping	Corte y relleno
	30%	15%

Tabla N° 5.6: Porcentaje de Dilución para el diseño

Continuando con la selección del método de explotación, calcularemos las reservas minerales de acuerdo a cada método de minado. En la Tabla N° 5.7 detallamos el cálculo para el método de Tajeo por Subniveles usando Sublevel Stoping.

Reservas y Valor del mineral Método Sublevel Stoping					
RESERVAS MINERAL SEGÚN TAJEO POR SUBNIVELES "SUBLEVEL STOPING"	TM	OzAg	%Pb	%Zn	Valor Mineral (US \$/TM)
	258,755	19.3	0.9	1.1	71.72
	269,105	14.85	0.69	0.85	55.17
	Recuperación por método minado : 80%				
		Ag	Pb	Zn	
Recuperación metalúrgica	74%	90%	68%		
Porcentaje pagable	70%	60%	60%		
Precio metal	7.0 US\$/Oz	1,000 US\$/TMS	1,400 US\$/TMS		

Tabla N° 5.7: Cálculo de Reservas y Valor del mineral por el método de Tajeo por Subniveles usando Taladros Largos

En la Tabla N° 5.8 se detalla el cálculo de las reservas minables para el método de Corte y relleno:

Reservas y Valor del mineral Método Corte y Relleno					
RESERVAS MINERALES SEGÚN TAJO CON CORTE Y RELLENO	TM	OzAg	%Pb	%Zn	Valor Mineral (US \$/TM)
	258,755.0	19.30	0.90	1.10	71.72
	252,933.0	16.78	0.78	0.96	62.36
	Recuperación por método minado : 85%				
		Ag	Pb	Zn	
Recuperación metalúrgica	74%	90%	68%		
Porcentaje pagable	70%	60%	60%		
Precio metal	7.0 US\$/Oz	1,000 US\$/TMS	1,400 US\$/TMS		

Tabla N° 5.8: Cálculo de Reservas y Valor del mineral por el método de Corte y Relleno

En esta primera evaluación, se observa que el valor de mineral usando método de Corte y relleno es 7.196 US\$/TM mayor que usando tajeo por subniveles.

5.2.1. CÁLCULO DEL VALOR DEL MINERAL

Para calcular el valor del mineral se tiene:

- Conociendo el valor que se paga por el concentrado y dividiéndolo entre el R.C.M (Radio de Concentración). En la Veta San Cristóbal tenemos dos tipos de concentrados de Pb-Ag y Zn los cuales tienen los siguientes R.C.M:

Radio de Concentración (R.C.M.)	
Concentrado	R.C.M.
Pb-Ag	26.61
Zinc	49.01

Tabla N° 5.9: Radio de Concentración

En la cubicación de mineral de la unidad tenemos las equivalencias con respecto a la Plata, las cuales son:(cubicación del 2005)

1 OzAg = 1% PB

1 OzAg = 1% Zn

1 OzAg = 3.367 U. S. \$/OzAg.

5.3. CÁLCULO DEL MARGEN DE UTILIDAD Y VALOR PRESENTE NETO

En esta etapa, calcularemos los costos de operación para cada método de explotación y luego determinaremos el margen de utilidad del acuerdo al método de explotación. En la Tabla N° 3.10 se muestra el cálculo del costo de operación del método de Tajeo por Subniveles usando Taladros Largos. Para este análisis, se ha tomado en cuenta el uso de un Jumbo electrohidráulico, una longitud de perforación de 13.0 mts, 1 Scoop Diesel a control remoto de 3.5 yd³ y una producción diaria de 500 TM.

Se considera un 25% adicional por imprevistos y considerando una voladura secundaria mayor en este método de explotación.

Costo de Operación Método Tajeo por Subniveles con Taladros Largos	
Costo preparación	0.70
Perforación	0.60
Voladura	0.37
Sostenimiento	0.00
Transporte	1.39
Costo de Explotación	3.06
Costo de Explotación +25%	3.82
Costo de Procesamiento	6.10
Costo de Energía	2.80
Costos Administrativos	9.00
Costo Total	21.72

Tabla N° 5.10: Costo de Operación según el método Tajeo por Subniveles usando Taladros Largos

Para hallar el costo de operación en el método Corte y Relleno, se realizó una evaluación de la preparación y explotación de la Veta San Cristóbal.

El resumen del análisis se muestra en la Tabla N° 5.11, para este análisis, se ha tomado en cuenta el uso de tres perforadoras Jackleg, una altura de corte de 2.40 m. y una longitud de perforación de 8 pies, 1 Scoop eléctrico de 3.5 yd³ y una producción diaria de 250 TM, como se nota en el Cuadro N° 11 en el método de Corte y Relleno Ascendente lo que incrementa más el costo de operación es el sostenimiento que tiene que realizarse con Split sets y mallas en toda la periferia del tajo, además el relleno provendrá de los avances de la profundización de la Rampa 626 a un ritmo de 200 metros por mes con una sección de 3.5 x 3.5 m la cual nos proveerá 2450 metros cúbicos de relleno mensual.

Costo de Operación Método Corte y Relleno	
Costo preparación	0.49
Perforación + Voladura	3.60
Sostenimiento	7.58
Transporte	1.39
Costo de Explotación	13.06
Costo de Explotación +20%	15.68
Costo de Procesamiento	6.10
Costo de Energía	2.80
Costos Administrativos	9.00
Costo Total	33.58

Tabla N° 5.11: Costo de Operación según el método Corte y Relleno

Por lo tanto, de acuerdo a los costos operativos hallados por los dos métodos de explotación, se obtiene el margen de utilidad en la siguiente tabla:

MARGEN UTILIDAD POR TM	
SUBLEVEL STOPING	US \$/TM
Costo Operativo	21.72
Valor Mineral	55.17
<i>Margen Utilidad</i>	33.45
Corte y Relleno	US \$/TM
Costo Operativo	33.58
Valor Mineral	62.36
<i>Margen Utilidad</i>	28.78

Tabla N° 5.12: Margen de Utilidad según Método de Minado

Por lo tanto, usando el método de Tajeo “Sublevel Stopping” obtenemos 4.67 US \$/TM más de utilidad que si usáramos el método de Corte y Relleno.

Para terminar nuestro análisis evaluaremos el Valor Presente Neto por cada método de explotación para seleccionar definitivamente nuestro método de explotación a utilizar.

El Valor Presente Neto (VPN) es el método más conocido a la hora de evaluar proyectos de inversión a largo plazo. El Valor Presente Neto permite determinar si una inversión cumple con el objetivo básico financiero: MAXIMIZAR la inversión.

El Valor Presente Neto permite determinar si dicha inversión puede incrementar o reducir el valor de la empresa. Ese cambio en el valor

estimado puede ser positivo, negativo o continuar igual. Si es positivo significará que el valor de la firma tendrá un incremento equivalente al monto del Valor Presente Neto. Si es negativo quiere decir que la firma reducirá su riqueza en el valor que arroje el VPN.

Si el resultado del VPN es cero, la empresa no modificará el monto de su valor.

En la Tabla N° 5.13 se resume el Valor Presente Neto por método de explotación, obteniéndose 2'050,260 US \$ más si explotamos la zona de la veta San Cristóbal usando el método de tajeo por subniveles con taladros largos en vez de usar el método de Corte y relleno Ascendente con relleno detrítico.

Valor Presente Neto Según Método de Minado	
Método	Dólares (\$)
Tajeo de Subniveles con Taladros Largos	7'967,277
Corte y Relleno	5'917,017
Margen Utilidad	2'050,260

Tabla N° 5.13: Valor Presente Neto según Método de Minado

Como vemos, esta diferencia es el resultado del mayor ritmo de producción diario (250 TM/día más) usando Tajeo por Subniveles con Taladros Largos que usando corte y relleno.

La explotación del Tajeo por Subniveles con Taladros Largos es más rentable pues el período de recuperación de la inversión es menor que usando Corte y relleno.

Además es un método más seguro porque el personal no está expuesto directamente en la explotación.

Por otro lado, en el caso de la productividad, su objetivo es la extracción del mineral a un mejor costo. En la Tabla N° 5.14 se compara la productividad de la explotación según método de minado. Como se observa, la productividad (ton/hombre-guardia) es más baja en condiciones normales usando Corte y Relleno que usando tajeo por subniveles con taladros largos.

Método de Minado	Productividad t/h-g)	
	Normal	Alta
Cámaras y pilares	30 - 50	50 - 70
Hundimiento por subniveles	20 - 40	40 - 50
Hundimiento por bloques	15 -40	40 - 50
Tajeo por subniveles	15 - 30	30 - 40
Corte y relleno	10 - 20	30 - 40
Almacenamiento provisional	5 - 10	10 - 15
Estibación por cuadros	1 - 3	

Tabla N° 5.14: Productividad según Método de Minado

La Tabla N° 5.15 muestra la productividad que tendrá la Veta usando Tajeo por Subniveles con Taladros Largos y Método de Corte y Relleno.

Productividad TM/(h-g)		
	Tajeo por Subniveles con Taladros Largos	Corte y relleno
TM/Día	500	250
Tareas/Día	12.5	17.5
TM/(h-g)	40.00	14.29

Tabla N° 5.15: Productividad

Por lo tanto, usaremos el método de Tajeo por Subniveles con Taladros Largos para explotar la zona de la Veta San Cristóbal Sur Oeste de la Mina San Cristóbal.

5.4. LEY MÍNIMA DE CORTE

Actualmente nuestro costo de operación está en 35 \$/TM incluyendo depreciación y amortización. Decidido el método de explotación de minado y el costo operativo para el proyecto, determinaremos la ley mínima de corte de nuestro proyecto.

La ley mínima de corte será la ley de Ag que posea un valor económico que permita cubrir los el costo operativo del proyecto. Este valor está en función de la recuperación metalúrgica en Planta, el % pagable de concentrado por contrato y el precio del metal en el mercado. Para determinar dicho valor, se utilizan las equivalencias de la ley de Pb y Zn con respecto a la Plata. En la Tabla N° 5.16, se

detalla la simulación hecha para determinar la ley de corte. Se observa que con una ley de 6.4508 OzAg-Eq/TM, obtenemos un valor de mineral de 21.72 US \$/TM que cubriría nuestro costo de operación. Es decir, el mineral es rentable a partir de una ley de 6.4508 OzAg/TM.

Ley Plata Equivalente	Valor Mineral (US \$/TM)	Ley de Corte OzAg/TM	Valor del Mineral
6	20.20	6.4508	21.72 \$/TM
7	23.57		
8	26.94		
9	30.30		
10	33.67		
11	37.04	10.395	35.00 \$/TM
12	40.40		
13	43.77		
14	47.14		
15	50.51		
16	53.87		
17	57.24		
18	60.61		
19	63.97		
20	67.34		

Tabla N° 5.16: Determinación de la Ley de Corte

5.5. MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE “OVER CUT AND FILL”

Este método consiste en sacar el mineral por rebanadas horizontales en sentido ascendentes, desde la galería de fondo. Una vez volado se extrae completamente de la cámara, a través de unos coladeros, efectuándose, a continuación, el relleno del hueco creado con estériles, con lo que se consigue crear una plataforma de trabajo

estable y el sostenimiento de los hastiales. El material de relleno puede ser el escombros procedente de las labores de preparación mezclado con agua y/o cemento.

El método de Corte y Relleno Mecanizado se refiere al empleo de maquinarias de gran capacidad y avanzada tecnología para alcanzar mayor de seguridad para el personal y equipos, mayor productividad y menores costos. El grado de mecanización depende del uso del relleno: hidráulico, hidroneumático o sostenimiento de tajeos con pernos o cables de anclaje.

Sus ventajas son recuperación cercana al 100%, seguro, buena ventilación, facilidad de cambio de método y alto grado de mecanización si se desea.

Sus desventajas son el costo elevado de explotación, bajo rendimiento por la paralización como consecuencia del relleno y requiere mano de obra en actividades no productivas.

5.5.1. CONDICIONES DE DISEÑO

El método de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características: fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación; características

físico-mecánicas del mineral; roca de caja relativamente mala y potencia moderada.

Actualmente es utilizado en vetas angostas de buena ley.

Método de minado	Cut and Fill	
	Aceptable	Óptimo
Geometría del Yacimiento		
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	Cualquiera	> 3.0m
Buzamiento	> 30°	> 60°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Regular
Aspectos Geotécnicos		
Resistencia (techo)	> 30 MPa	> 50 MPa
Resistencia (mena)	s/profundidad	> 50 MPa
Fracturación (techo)	Alta - Media	Media - Baja
Fracturación (mena)	Media - Baja	Baja
Campo tensional in-situ (profundidad)	Cualquiera	< 1000m
Comportamiento tenso-deformacional	Elástico	Elástico
Aspectos Económicos		
Valor Unitario de la mena	Media - Alta	Alto
Productividad y ritmo de explotación	Media - Baja	N.A.

Tabla N° 5.17: Características principales del método Corte y Relleno

Fuente: Universidad de Chile

5.5.2. SOSTENIMIENTO

Se realiza el reforzamiento con algún tipo de sostenimiento natural o artificial, en tal sentido para el cumplimiento de este plan es muy importante tener los recursos (suministros,

equipos y personal calificado) más adecuados y prevenir requerimientos futuros.

5.5.3. PREPARACIÓN

GALERIAS

Una galería principal (inferior) de transporte emplazada a lo largo de la base del caserón y una galería superior ambas conectadas entre ellas por dos chimeneas.

CHIMENEAS

En los extremos del block se llevan los caminos pegados a los Chuts (Chut y camino); que sirven para el acceso de material, personal y ventilación, al mismo tiempo delimita el block mineralizado o sino se corre una chimenea en la parte central del block que servirá para la ventilación y acceso de relleno a utilizar.

SUBNIVEL de corte inicial (Under Cut)

A partir de éste se inicia la rotura del mineral en sentido ascendente, hasta llegar al nivel superior donde se deja un puente de 3 o 4 metros. El sub-nivel se construye dejando a 3m de la galería principal (nivel de transporte) un puente

sobre la galería (Chut y camino) hasta comunicar las 2 chimeneas de doble compartimento. En la parte central se construye una chimenea que va a servir para la ventilación y como echadero de relleno.

5.5.4. EXPLOTACIÓN

Después de las labores de preparación se inicia la rotura del tajeo a partir del subnivel, sacando el corte en la parte central del tajeo con la finalidad de mantener el siguiente ciclo: Perforación – Voladura – Ventilación – Limpieza – Relleno.

5.5.4.1. Perforación

La perforación se realiza con máquinas Jack-Leg y Stoper, haciendo un promedio de 20 taladros por día, con barrenos de 5 pies (juego). Aunque, actualmente existen métodos de perforación mecanizado como el Raise Bore y otros.

Jack-Leg: Utilizado para perforaciones horizontales, poseen un dispositivo de empuje, es

decir, una pala neumática que permite inclinar la máquina hasta un ángulo bastante pronunciado. Utilizado en chimeneas y tajeos.

Stoper.- Esta máquina está diseñada para hacer perforaciones verticales o con pendiente muy pronunciada; en chimeneas esta máquina es insustituible.

Son usados dos sistemas diferentes de perforación, siendo el minado más común la perforación vertical, pero su inconveniente es que la altura del tajeo se va aumentando en promedio a 7.5m cuando el mineral es extraído. La voladura crea un techo escabroso y esto dificulta el control del techo y es potencialmente peligroso para el operador minero. A menos que la superficie escabrosa este recortada con voladura controlada.

Una alternativa de la voladura vertical son los taladros horizontales, el mineral es perforado con la técnica "breasting" el tajeo es rellenado en lo posible con relleno hidráulico. La perforación se puede desarrollar con jumbos, el tamaño del área es limitado para que pueda ser perforado desde la

cara libre y esto es mucho más pequeño que el área resultante de los taladros verticales.

El área disponible para realizar la perforación influye mucho en la eficiencia de los equipos, así en perforación horizontal, la cara de perforación ofrece varias ventajas sobre la perforación vertical entre ellos:

- Los taladros son horizontales y el techo volado deja una superficie lisa o lisa, además se puede controlar fácilmente el techo.
- La cara frontal permite una perforación selectiva donde los materiales de baja ley pueden ser dejados en el tajeo como relleno.
- Permite ajustar el plan general del tajeo, así para extraer la mineralización existente en las cajas irregulares.

5.5.4.2. Voladura

Para la voladura, se utilizan dinamitas de diferentes fábricas, ANFO, emulsiones, etc. Como accesorios de voladura son utilizados fanel, nonel, mecha lenta, cordón detonante, fulminantes, conectores, etc.

El trazo de la malla de perforación influye en la fragmentación del mineral así como la densidad de la carga explosiva, secuencia de iniciación y otros parámetros.

5.5.4.3. Acarreo y Transporte

El transporte es una de las operaciones unitarias más importantes. La forma del tajeo condiciona la limpieza que influye en estas dos operaciones: acarreo y transporte. En general las distancias son de acuerdo al radio de rendimiento de cada equipo de acarreo y transporte en muchas minas. Solamente en caso de vetas angostas (tajeos largos) se puede contemplar dos equipos distintos.

Lampeo directo a mano: Al armar las tolvas los “ore pass”, echaderos simples y en gran número se puede suprimir todo el transporte y acarrear el mineral a mano, directamente a echaderos, esto se puede admitir en potencias horizontales de 25m, echaderos a cada 5-7m, colocados al centro del tajeo en caso de método convencional.

Con carro minero a mano o mecánico: Es ventajoso instalar una vía de riel, poner el mineral en carro y llevar este vagón hasta el echadero más próximo pudiendo acarrear hasta 40 metros en promedio. La introducción de una pala mecánica sobre vía mejora la velocidad de carguío.

Pala con tolva o pala auto vagón sin vía: El interés de este procedimiento es la ausencia de vías, cables; estos equipos son particularmente usados en el transporte y son bien adaptados a los tajeos de corte y relleno.

Rastrillaje: los winches usados hasta de 13 HP dependiendo del volumen del mineral. Los equipos de 3 tamboras son usados en tajeos de gran dimensión. Para potencias de 2-6m se usan tambores de 2 tamboras.

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

Transporte mecanizado: en el método mecanizado se usan equipos LHD eléctricos o diesel para acarreo hacia "ore pass", luego pueden emplearse

para la extracción volquetes de bajo perfil y evacuarse por medio de piques hacia la superficie.

También, el mineral se extrae con Scoops eléctricos, su capacidad varía de acuerdo a la producción deseada, a continuación vemos una tabla con los rendimientos para cada Scoop.

Rendimiento de Scoop	
Densidad de mineral roto	2.33 T/m ³
Distancia máxima de acarreo	50 m
Rendimiento Scoop 1 yd ³ /h	19.43 TM
Rendimiento Scoop 1.5 yd ³ /h	29.14 TM
Rendimiento Scoop 2.5 yd ³ /h	48.57 TM
Rendimiento por guardia Scoop 1 yd ³	117 TM
Rendimiento por guardia Scoop 1.5 yd ³	175 TM
Rendimiento por guardia Scoop 2.5 yd ³	291 TM

Tabla N° 5.18: Rendimiento de Scoop para acarreo

5.5.4.4. Relleno

El relleno se comporta como un soporte, después de explotar el mineral es necesario rellenar el área de manera que quede compacto para continuar el trabajo. El objetivo es que no afecte a otras áreas de trabajo, evitando el hundimiento y otros efectos tectónicos y más aún para buscar seguridad en la explotación a medida que va profundizándose la labores, las presiones son mayores.

En el minado subterráneo existen tres tipos de relleno: convencional, hidráulico e hidroneumático.

- **Relleno Convencional:** compuesto en un 40% por material estéril y un 60% son depósitos naturales de grava de superficie.

La distribución del relleno en el tajeo es muy laborioso, llegándose a consumir hasta un 30% del tiempo del personal del tajeo y en muchos casos el piso no es uniforme, como consecuencia existe una pérdida de mineral por dilución.

- **Relleno hidráulico:** El relleno hidráulico es una mezcla de relave cicloneado con el agua o bien arenas glaciares con agua y la pulpa es transportada mediante tuberías accionadas por bombas o por gravedad a las labores.

Ventajas:

- El relave como material se halla en forma gratuita
- Es más eficiente, económico y veloz.
- La adición de cemento en la capa superior reduce la capa del mineral con el relleno.

- Flexibilidad en las técnicas mineras permitiendo transformar el método de baja eficiencia a métodos eficientes.

Desventajas:

- Alta inversión inicial.
- Mayor volumen de agua al interior de la mina, requiriendo bombeo.
- Si la percolación no es adecuada crea el fenómeno del embudo, ocasionando derrumbes.
- Cuando en el relave exista gran cantidad de pirita se elevara la temperatura y producirá anhídrido sulfuroso, pudiendo provocar incendios.
- **Relleno hidroneumático:** Similar al relleno hidráulico, usándose para el transporte tuberías de metal. El relleno hidroneumático consiste en enviar material chancado. Puede mezclarse con cemento y agua, preparado en mezcladoras para este fin. Se utiliza una bomba neumática para enviar a los tajeos con alta presión de aire y rellenar los espacios vacíos.

5.6. MÉTODO DE TAJEO POR SUBNIVELES “SUBLEVEL STOPING”

El Tajeo por subniveles (Sublevel Stopping, Blasthole o Longhole Stopping) es un método de minado de alta producción aplicable: “a cuerpos o vetas extensas, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádicos o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad”.

Este método requiere una fuerte inversión en la etapa de preparación, aunque dicho costo es compensado por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral.

Los rangos de producción son de 15 a 40 ton/hombre-guardia y el tajeo puede producir encima de 25,000 ton/mes.

VENTAJAS:

- Manejable con la mecanización, y por lo tanto los tajeos son de alta eficiencia, llegando a 110 ton/hombre-guardia en grandes tajeos.
- Moderado - a muy alto ritmo de producción, con tajeos individuales que producen encima de 25,000 toneladas / por mes.
- Seguridad en el manejo y facilidad para ventilar.
- Recuperación de mineral superior al 90%, dilución generalmente hasta por debajo del 20%.

- Los tajeos pueden ser perforados mucho más adelante que los taladros sean disparados y volados dependiendo que el equipo esté disponible.

DESVENTAJAS:

- Requiere alta inversión de capital.
- El método no es selectivo y requiere que la mayor parte del cuerpo sea mineral. Las variaciones en la caja piso o caja techo son difíciles de arreglar.
- Llega a ser ineficiente en bajas pendientes donde se puede esperar que la dilución aumente.
- Cuando se realizan excesivas voladuras secundarias, los humos pueden dirigirse dentro de los tajeos.

5.6.1. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS

El cuerpo de mineral requerido para este tipo de tajeo debe ser: regular, grande, fuerte a medianamente fuerte, y competente, y la roca encajonante debe auto sostenerse.

Los esfuerzos de la roca varían pero debe tener un esfuerzo mínimo de 8,000 psi (55 Mpa).

La pendiente del cuerpo de mineral y de la roca encajonante debe ser tal que esto exceda el ángulo de reposo del mineral

roto, que permita el flujo por gravedad del mineral volado por los puntos de carguío y las tolvas.

Los cuerpos de mineral deben tener un mínimo de 6 metros de potencia para permitir el uso eficiente de la voladura de taladros largos. Los cuerpos de mineral menores a 6 metros de potencia tienen un costo más alto por tonelada de mineral debido a la menor producción por disparo, y cuando las potencias son menores a 1.5 metros la maniobrabilidad de la perforación total son difíciles para lo cual se recurrirán a ciertos métodos de perforación (Boshkov y Wright, 1973; Hamrin, 982).

El método de tajeo por subniveles con taladros largos es usado en profundidades

Parámetros de diseño geomecánico y operacional de Sublevel Stopping		
Ancho de veta		2.5m
Buzamiento		71°
Dilución		33.44%
Ancho de minado		3.76m
Recuperación minera		84%
Reservas geológicas		103,805.47 t
Reservas minables		116,359.41 t
Leyes geológicas	Ag	4.52 Oz
	Au	0.012 Oz
	Pb	0.38%
	Zn	0.36%
Leyes minables	Ag	3.39 Oz
	Au	0.009 Oz
	Pb	0.28%

Parámetros de diseño geomecánico y operacional de Sublevel Stopping		
	Zn	0.27%
Ritmo de Producción		8,950.00 t/mes
Vida de tajo		13.00 meses
Altura de tajo		50.0 m
Longitud de tajo		260.0 m
Número de tajos		1
Nivel base		642
Nivel superior		710
Altura entre niveles		50 m
Número de subniveles		1
Altura entre subniveles		20 m
Altura de pilar de rumbo		8 m
Ancho de pilares de buzamiento		0 m
Distancia entre pilares de buzamiento		0 m
Distancia efectiva explotación - By Pass		13 m

Tabla N° 5.19: Parámetros de diseño Geomecánico y Operacional del Sublevel Stopping

5.6.2. OPERACIONES

5.6.2.1. Perforación

Para iniciar el proceso de perforación de los taladros de producción, se deben tener en consideración:

- Perforabilidad y geología estructural del macizo rocoso
- Tamaño de fragmentación requerida

- Diámetro del taladro y longitud del taladro
- Orientación y espaciamiento entre taladros
- Desviación de perforación.

Estos factores determinan el tipo de máquina perforadora así como el diseño de la malla de perforación de los taladros largos.

Es importante el control del % de desviación de los taladros que debe estar en un rango de 2 % como máximo. También es importante controlar las irregularidades en la perforación como taladros perforados fuera del diseño, taladros desviados y los taladros cortos.

El mineral presenta una dureza moderada. La fragmentación del mineral proyectado es que el 80 % del mineral roto se encuentre por debajo de 7pulg.

Elementos

Galería de Perforación: La sección de estas galerías pueden ser 4x4 - 5x4 - 6x4 respectivamente, siempre separados por pilares.

Galería de Transporte: Estas son construidas en forma simultánea con la galena con la galena under

cut. Las que además son paralelas entre sí, interceptadas por los correspondientes cruceros de evacuación de mineral.

Galería Undercut: Esta galería es de sección 4x4 m. y es construida en forma simultánea a la galería de transporte.

Chimenea V.C.R: Las chimeneas del tipo V.C.R. (Vertical Cráter Retreat) de sección 2,5 x 2,5 m², son construidas para crear la cara libre de un determinado cuerpo en producción.

Características para Perforación	
Equipo	Jumbo Mercury
Longitud de Perforación	13 m
Diámetro taladro	64 mm
Dirección perforación	Vertical y en abanico
Subniveles de perforación	Gal. 775, S/N-1,S/N-2
Espaciamiento malla	1.5 mts
Burden malla	2.0 mts
Fragmentación mineral (P80)	17.8 mm
Long. Prom. perforación	13.00 mts
Desviación taladros	2%
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilidad Efectiva	75%
Estado Jumbo	Buen estado.

Tabla N° 5.20: Características para la perforación de la zona San Cristóbal

Asimismo, se consideran las siguientes variables de control para la perforación:

Variables de control en la etapa de Perforación	
Días trabajados/mes	28
Longitud del barreno	1.5
Taladros perforados/odia	8
Taladros perforados/día	16
Metros perforados/día	208
Metros perforados/mes	5824
Trabajadores por guardia	2
Horas nominales	8
Tiempo total de perforación/tal (13 m)	45
Velocidad de perforación (m/min)	0.29
Toneladas/metro perforado	11.7
Costo de perforación (US \$/TM)	0.6

Tabla N° 5.21: Variables de Control en la etapa de Perforación

La relación entre toneladas perforadas y toneladas acarreadas diarias se encuentra dentro del rango eficiente de trabajo. Se está perforando diario 16 taladros o 2,433.6 tons diarias y el ritmo de explotación es 500 toneladas diarias.

Se consideran 28 días de trabajo del equipo de trabajo continuo y 2 días de mantenimiento y reparaciones. El costo de perforación es 0.60 US \$/TM en el cual se incluye el costo de pago por el equipo que es 72.5 US \$/hora, las brocas, las barras, el shank y la grasa usada.

PARAMETROS DE DISEÑO	
Altura para la perforación	4.50 metros
Geometría de la malla	Rectangular.
Diámetro de perforación	2 1/2"
Burden promedio	1.50 metros
Espaciamiento promedio	2.00 metros
Tipo de perforación	Roto-percusión

Tabla N° 5.22: Parámetros de Diseño

Equipo de perforación: Jumbo TAMROCK modelo Mercury.

Especificaciones Técnicas de la Perforadora	
Modelo	HL - 500
Frecuencia de Impactos	57 – 59 Hz
Presión de Percusión	175 – 210 bares
Poder de Impacto	15 – 19 k W
Peso	135 Kg

Tabla N° 5.23: especificaciones Técnicas de la Perforadora

Para la perforación de los taladros largos se utilizó la siguiente columna de perforación con la perforadora HL 300:

- Shank Adapter T-38 HL500S
- Barras MF T-38
- Brocas de botones de 2 ½ "de diámetro.
- Adaptador piloto T-38 conicidad 12

- Broca escariadora T-38 de 4" de diámetro.

Los rendimientos promedio de los aceros de perforación son:

- Shank adapter con 11,000 metros en promedio
- Barras MF con 11,000 metros en promedio.
- Broca de botones con 7,500 metros en promedio
- Adaptador piloto con 13,000 metros en promedio.
- Broca escariadora con 13,000 metros en promedio.

En la perforación del cuerpo mineralizado, los taladros de producción se realizaron en forma ascendente, los taladros que van al centro del cuerpo mineralizado se perforan con 0o en el clinómetro (verticalmente) y los taladros del contorno del cuerpo mineralizado, se perforaron según la inclinación del cuerpo para aprovechar la óptima recuperación de mineral.

Las longitudes de los taladros de todos los subniveles varían, estos son perforados hasta llegar a la caja y de esta manera se controla la

dilución en la perforación. En este punto es adecuado hacer perforaciones con sondajes para que tengamos mayor información y se perfore en forma es eficiente y económica Para obtener una adecuada perforación hay que tener en cuenta lo siguiente:

- Correcta limpieza de las áreas a perforar y señalización.
- Colocación de puntos a perforar y las correspondientes elevaciones y direcciones por el Departamento de Topografía
- Precisión de perforación (Control de la perforación).
- Correcta inclinación de los taladros.
- Cumplir con las longitudes de perforación requerida.
- Marcado del taladro después de la perforación.

Todos estos puntos deben ser revisados con una hoja de control de perforación en el cual se indiquen los taladros, los pies perforados, indicando los pies de mineral y los pies de estéril, las fallas, fracturas, fisuras. Angulo de inclinación, número de barras a perforar.

La malla de perforación se ha determinado en función al modelo matemático de Pearse y Langefors. De ambos resultados, se tomó el mayor valor de burden. En la Tabla N° 3.24 y Tabla N° 3.25 se detalla la obtención del burden y espaciamiento. La malla de perforación sería reajustada en función a la evaluación de la fragmentación y dilución del mineral desde el disparo de las 2 primeras filas de taladros.

Diseño de la malla de Perforación y Voladura para Taladros Largos	
Modelo matemático de Pearse BURDEN	
Parámetros geomecánicos	
Parámetros de perforación	
Características del explosivo	
Parámetros	
RQD	Índice de calidad de la roca
JSF	Factor de reducción de esfuerzos
ERQD	RQD x JSF
K	$1.96-0.27 \ln ERQD$
PD	Presión de detonación del explosivo
RD	Resistencia dinámica de la roca
D	Diámetro del taladro (pulgadas)
Burden = $(Kx(D.taladro)/12)x(PD/RD)^{1/2}$	
RQD	75
JSF	0.5
ERQD	37.5
K	0.981
PD	3800 Mpa
RD	86 Mpa
D	2.5 Pulg.
B=1.359 m	B=1.5m

Tabla N° 5.24: Diseño de Malla de perforación y voladura para taladros largos según Pearse

Diseño de la malla de Perforación y Voladura para Taladros Largos	
Modelo matemático de Langefors	
$B_{max} = D/33x((dc \times PRP)/(c \times f \times E/B))^{1/2}$	
Bmax	Burden máximo en m
D	Diámetro del taladro en mm
c	Constante de roca
Dureza de la roca	Constante de la roca
Intermedia	0.3 + 0.75
Dura	0.4 + 0.75
f	factor de fijación
Dureza de la roca	Constante de la roca
Vertical	1.00
Inclinado, 3:1	0.90
Inclinado, 2:1	0.85
E/B	Relación entre el espaciamiento y el burden.
d/c	Densidad de carga, en g/cm ³
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo
L	Longitud del taladro
D	Diámetro del taladro
B práctico	$B_{max} - (2 \times D) - (0.02 \times L)$
$B_{max} = 1.845 \text{ m}$	
D	64 mm
c	1.05
f	1
E/B	1
dc	0.95 gr/cm ³
PRP	1
L	13 m
D	0.0635 m
$B_p = 1.46 \text{ m}$	
E	(1 a 1.46 m) x B
B	Burden (m)
E	Espaciamiento (m)
$E = 2.0 \text{ m}$	

Tabla N° 5.25: Diseño de Malla de perforación y voladura para taladros largos según Langefors

5.6.2.2. Voladura

La selección de los explosivos apropiados para la voladura, está relacionado a:

- Tipo de fragmentación de mineral requerido
- Diámetro de taladro de perforación
- Burden y espaciamiento de malla de perforación
- Condiciones geológicas presentes
- Dureza del mineral

La fragmentación, el diámetro de taladro y la malla de perforación se determinó en la etapa previa de perforación. No hay presencia de fuertes filtraciones de agua en el área de trabajo. Asimismo, la roca es dura (86 Mpa de resistencia a compresión) y no hay presencia de cavidades naturales ni fallas fuertes que dificulten la etapa de carguío de taladros. En la Tabla N° 5.26, se detalla la información de la etapa de voladura.

Detalle de etapa de Voladura	
Equipo	Cargador neumático de anfo (JET-ANOL)
Carga por taladro	1 booster pentolita 1/3 libra
	33.094kg de ANFO
Factor de carga	0.24 Kg/TM
Control salidas taladros	Retardos Fanel de 25 mseg de 20 metros (Per. corto)
Fragmentación mineral (P80)	17.8 mm
Costo de voladura (US\$/TM)	0.374

Tabla N° 5.26: Voladura en la zona San Cristóbal

Se observa en el cuadro que el costo de voladura es 0.374 US \$/TM en la cual 0.21 US \$/TM corresponden a los explosivos y accesorios y 0.164 corresponde a la mano de obra para disparar 8 taladros en una guardia con 4 personas que se incluyen el personal que suministra los explosivos y accesorios y los que cargan los taladros.

Para el carguío de los taladros se utiliza una cargadora JET-ANOL que inyecta neumáticamente el ANFO a través de una manguera antiestática y rígida hasta el fondo del taladro con el objetivo de mejorar el confinamiento del ANFO y de esta forma aprovechar la máxima potencia y energía del explosivo. Agente de voladura y accesorios utilizados para el carguío.

Agente de voladura y accesorios en el carguío:

- Anfo
- Booster 1/3 libra
- Fulminante no eléctrico MS de 20m. (de diferentes retardos)
- Cordón Detonante (3P)
- Guía de seguridad (Carmex)
- Mecha rápida

CARGUÍO

El carguío se realiza tapando los taladros que hayan comunicado con un saco de yute el cual permitirá que la energía del explosivo no se libere, luego se procede a introducir el cebo el cual es un booster de 1/3 lb, por la parte inferior o superior, se carga el taladro con el anfo a una presión de 65 PSI, de tal manera que el ANFO pueda confinarse, después de haber cargado la longitud requerida de anfo en el taladro, se procede a colocar el segundo cebo siguiendo el mismo procedimiento como se observa en los gráficos de carguío, dejando un espacio sin cargar que es rellenado con un taco de arcilla de 1.50 metros a 2.0 metros. Se continúa haciendo pruebas para hacer más eficiente este carguío con la cantidad de cebos adecuados y

cantidad de carga adecuada con el uso de equipos que detectan las ondas de detonación de cada taladro y dan un mejor uso de los explosivos y accesorios.

DISEÑO DEL CARGUÍO DE TALADROS LARGOS

La siguiente figura nos muestra la distribución de carga explosiva:

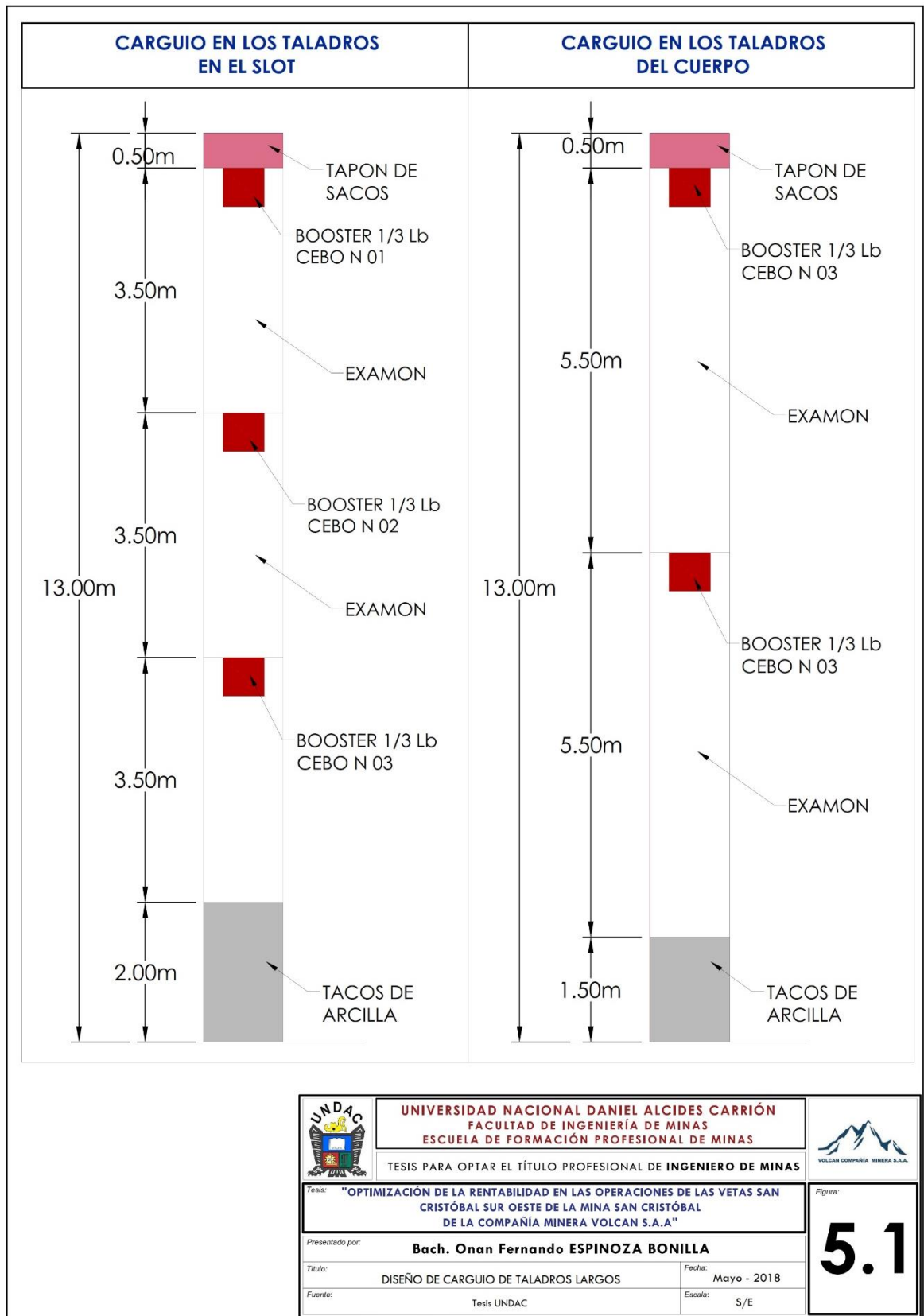


Figura N° 5.1: Diseño de carguío de taladros largos

La fragmentación obtenida después del disparo es:

35 % de 0 a 5 cm.

40 % de 5 a 10 cm

10 % de 10 a 20 cm

15 % mayor de 20 cm

5.6.2.3. Acarreo de Mineral

El acarreo de mineral se está realizando con un Scoop de 3.5 yd³ Diesel a control remoto. El acarreo de mineral se realizara por el nivel 060 desde la ventana 1 a la ventana 13 al echadero principal que se encuentra en la parte intermedia del tajeo.

Características del equipo de acarreo SCOOPTRAM DE 3.5 yd³	
Motor	Diesel
Cap. Cuchara	3.5 Yd ³
Esponjamiento mineral	63.62%
1 yd ³	0.765 m ³
Densidad mineral	3.00 TM/m ³
Factor llenado cuchara	85%
Capacidad por cuchara	4.17 TM

Tabla N° 5.27: Características del equipo de acarreo

Notamos que con factor de llenado del 85% un scoop de 3.5 yd³ tiene una capacidad promedio de 4.17 TM/cuchara.

En la siguiente tabla se detallan los índices operacionales que se evaluarán durante la explotación del tajeo. El equipo se encuentra en buen estado mecánico y eléctrico.

Se ha revisado las condiciones electrónicas del sistema a control remoto y se ha capacitado al personal en su manipulación.

El ciclo promedio por cada cuchara es 3 minutos, por lo que para producir 250 toneladas por guardia, se necesita 3.0 horas de trabajo del Scoop en este tajeo y 60 cucharas de mineral, lo que nos da un rendimiento de 83.4 TM/hora. Lo cual está en capacidad el equipo de realizar esta limpieza de mineral y realizar la limpieza de otras labores. La tabla N° 5.28 muestra los índices operacionales del Ciclo de Acarreo de mineral.

Índices Operacionales del Ciclo de Acarreo de Mineral	
Índices de Eficiencia	
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilización efectiva	75%
Índices de Productividad	
Ciclo de acarreo (min.)	3
Capacidad de acarreo (TM/hora)	83.4
Índices de Control	
Producción por guardia (TM/guardia)	250
Horas trabajadas	3
N° cucharas/guardia	60

Tabla N° 5.28: Índices operacionales Ciclo de Acarreo de Mineral

5.6.2.4. Servicios Auxiliares

Transporte de mineral

El transporte del mineral se realizará usando camiones de bajo perfil desde el echadero ubicado en el nivel 040 hasta el Nivel 180, lugar donde se encuentra el echadero del Pique Principal. (Master Shaft).

Ciclo de Transporte de Mineral	
Toneladas diarias	500
Toneladas guardia	250
Camión de bajo perfil	18 TM/Viaje
N° viajes guardia	13.89
Tiempo por viaje	30 minutos
Costo del camión	50 US \$/hora
Camiones MT – 2000	3
Tiempo necesario con 1 solo camión	6.94 horas
Costo por guardia	347.22 US \$
Costo transporte	1.39 \$/TM

Tabla N° 5.29: Transporte de mineral zona San Cristóbal

Como se observa en la Tabla N° 5.29 el ciclo de transporte de mineral es 30 minutos ya que los camiones de bajo perfil tienen que recorrer aproximadamente 1.5 kilómetros para transportar el mineral.

El ciclo total para cumplir con las 250 TM por guardia es de 6.94 horas con un solo camión que es equivalente a 13.89 viajes o 2.31 horas usando los 3 camiones, lo que da tiempo de usar los camiones para evacuar desmonte de la profundización y poder sacar mineral de otros tajeos.

Relleno del tajeo

Las grandes aberturas creadas por el tajeo por subniveles típicamente requieren que algún tipo de

programa de relleno sea practicado. El relleno incluye roca no cementada y relleno de arena o tierra, relleno de roca cementante, relleno hidráulico cementado, y un material arcilloso de alta densidad o relleno aluvial.

El relleno permite la futura recuperación de los pilares estabilizantes o de soporte.

La recuperación de los pilares permite la recuperación de hasta del 90 % del mineral. El relleno también reduce al mínimo la ocurrencia de hundimiento o subsidencia y permite la redistribución de esfuerzos creado por el ciclo de minado.

Esto a su vez reduce al mínimo la ocurrencia de explosión de roca o estallido de roca. El relleno esta también siendo usado satisfactoriamente eliminar o recuperar pilares intermedios entre los tajeos. En este caso el relleno contiene el suficiente material cementante para formar una unidad que se puede autoportar. El relleno cementado no es siempre económico, en tales casos la recuperación de pilar puede no ser práctica, y el relleno es usado para

controlar el movimiento de la superficie.
(Matikainen, 1981).

Es importante que en las largas aberturas que se generan luego de explotado un cuerpo o veta con taladros largos estas requieran de algún tipo de relleno.

Asimismo, se logra una recuperación del 90% de dichos pilares de mineral. El relleno permitirá en el futuro, la recuperación de los pilares de soporte. Asimismo, el relleno minimiza la ocurrencia de inestabilidad de las cajas y permite la redistribución de los esfuerzos creados por el ciclo de minado.

Agua y aire

Es importante la ubicación de redes de servicios de agua, aire cerca de las labores de preparación y explotación en buenas condiciones, es importante para un inmediato trabajo de los equipos.

En la Tabla N° 5.30 se detallan las compresoras actuales de la unidad y su respectivo caudal. Con estas 5 compresoras abastecen el requerimiento diario de aire comprimido (caudal y presión) en toda la mina.

Características de Compresoras	
3 Ingersoll Rand XLE	
Presión Servicio	90-100 psi
Caudal (Pies3/min)	2500 cfm /cada una
1 Sullair TS-32	
Presión Servicio	115-125 psi
Caudal (Pies3/min)	3500 cfm
1 Sullair 24-KT	a 4500 m.s.n.m
Presión servicio	115-125 psi
Caudal (Pies3/min)	3000 cfm

Tabla N° 5.30: Características de las compresoras

La red de tubería de aire sale de la casa de compresoras con un diámetro de 10" y luego prosigue con 6" y finalmente llega a las labores con un diámetro de 4". El agua llega hasta las labores con un diámetro de 2".

Control de Calidad

El control de la calidad del mineral tanto en las etapas de exploración, desarrollo, preparación y explotación es importante para asegurar que se pueda cumplir con la calidad de mineral que se requiere para abastecer a la planta concentradora.

También el control de calidad del mineral roto es un procedimiento importante para mejorar los parámetros de operación: perforación (espaciamiento, burden, diámetro de taladro, desviación de taladros) o voladura (factor de potencia, sobrerotura de cajas) o control

geomecánico (inestabilidad y caída de la roca encajonante), que permitan:

- Informar a la operación para controlar la dilución mineral: el mineral roto será muestreado y evaluada su ley para poder guiar a los operadores sobre el rendimiento de las operaciones unitarias o configuración geométrica de la veta.
- Conciliar las reservas minerales halladas: comparar la ley de explotación con la ley del block de mineral y evaluar el grado de exactitud de cubicación de Geología.
- Tener una base de datos de la ley de producción de mina.
- Comparar la ley de producción diaria con la ley de cabeza para Planta Concentradora.

Dicho control se iniciara en el monitoreo de los detritos de perforación. La información será usada para determinar el comportamiento y distribución de ley de Plata a lo largo de la veta o para determinar zonas de desmonte o “caballos” presentes en el block de mineral.

El ayudante de perforista, apoyado por un personal de Control de Calidad serán los encargados de realizar dicho trabajo.

El trabajo continua en el análisis de dichos detritos o lama en Laboratorio. La información será importante para prever zonas de buena ley, baja ley o desmonte luego de la voladura.

Luego del disparo, se muestrea el mineral de las ventanas y se analizan ambos resultados. Así se evaluarán constantemente la efectividad de las operaciones unitarias.

5.6.2.5. Ventilación

La ventilación permitirá dar seguridad y un lugar adecuado a los trabajadores para que puedan desempeñar sus funciones en la forma más eficaz con todas las condiciones que requieren.

Requerimiento de Aire para Ventilación de la zona San Cristóbal			
REQUERIMIENTO AIRE (según Reglamento Minero)			Caudal (m3/min)
Personal	6 personas/guardia	6 m3/persona/min	36.00
Equipos (scoop)	182 HP	3 m3/HP/min	546.00
Equipos (jumbo)	53 HP	3 m3/HP/min	159.00
Equipos (camión de bajo perfil)	197.5 HP	3 m3/HP/min	592.50
TOTAL (m3/min)			1,333.50
TOTAL (CFM)			47,092.11

Tabla N° 5.31: Requerimiento de aire según reglamento

Se muestra en la Tabla N° 5.31, el requerimiento de aire para zona San Cristóbal, se han considerado que trabajaran 6 personas por guardia, 1 scoop de 3.5 yd³, 1 Jumbo mercury y 1 camión de bajo perfil los cuales requieren 47,092.11 CFM.

Este tajo se está ventilando con el ventilador principal que es de 100,000 CFM y que ventila la mina Socorro. En el monitoreo en este tajeo el caudal fue de 52,460 CFM por lo que no se utiliza ventilación secundaria ya que se encuentra dentro del circuito de ventilación principal.

5.6.2.6. Gestión de Seguridad

El método de tajeo por subniveles es un método seguro de minado por la virtud del diseño. Típicamente los trabajadores mineros trabajan sólo bajo la roca acondicionada que ha sido asegurada mediante pernos de roca, cable y pernos, y soporte artificial. Los mineros no requieren que se trabaje encima del mineral roto. Además, el método es tal que el minado es programado para retirarse de áreas no sostenidas o antes minadas.

La introducción de equipo mecanizado también ha cedido beneficios significativos en la seguridad. Unidades LHD puede ser operada mediante control remoto en áreas donde la roca no es segura o no se auto sostiene. La mayor parte de equipos sofisticados de perforación modernos, permiten al operador manejar el equipo a control remoto desde una posición segura.

Siendo una mezcla de métodos de minado, tajeo por subniveles requiere que grandes volúmenes disparados sean realizados para mantener niveles de productividad.

Los grandes flujos de aire, múltiples accesos, y el sistema de piques y chimeneas permiten un muy eficiente sistema de ventilación que mantiene el aire limpio y buenas condiciones de trabajo.

El método de tajeo por subniveles usando taladros largos es un método muy seguro en virtud a su diseño. Normalmente, los trabajadores mineros están expuestos directamente o en contacto directo con la roca, sea para desatar, sostener con split set, split set y mallas, colocar Word Packs o para perforar, cargar, disparar o limpiar la carga.

Bajo este método, el personal no trabaja sobre mineral roto ni corona de mineral sostenida. Asimismo, el personal no ingresa a las zonas donde ya se produjo la explotación del cuerpo o veta.

En la zona de Casualidad, se ejecutarán los subniveles y luego se sostendrán coronas y hastiales. A continuación, ingresa personal de topografía y técnicos de perforación para el marcado de malla. Luego el operador de Jumbo, su ayudante y finalmente el cargador de taladros y su ayudante. En la etapa de producción, ingresa el equipo de acarreo de mineral a control remoto.

La gestión de la seguridad en tajeo por subniveles con taladros largos es eficaz: el tiempo y la cantidad de personal y equipos expuestos a condiciones inseguras que produzcan accidentes en la etapa de explotación es menor que en otros métodos.

5.7. RENTABILIDAD Y COSTOS

El tajeo por subniveles es netamente 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 (Hedberg, 1981).

Costo de Operación Relativa según Método de Excavación Elaborado por Hartman	
Método de Excavación	Clasificación del Costo (%)
HYDRAULINKING. Dragado, LEACHAING	5
Excavación a tajo abierto	10
Bloque de espeleología. Excavación a tajo largo	20
Excavación por cámaras y pilares	30
Excavación por rebajes y pilares	
Excavación por subniveles	40
Excavación por cámaras almacén, hundimiento de subniveles, excavación inducida	50
Rebaje por corte y relleno	60
Rebaje por escuadra de madera	100

Tabla N° 5.32: Costo de Operación relativa según método de excavación elaborado por Hartman

Fuente: Manual "Métodos de extracción subterránea"


Costo de Operación Relativa según Método de Excavación Elaborado por Morrison	
Método de Excavación	Clasificación de Costos
Excavación a tajo abierto	<div style="text-align: center;"> <p>menor costo</p>  <p>mayor costo</p> </div>
Bloque de espeleología	
Excavación por subniveles	
Hundimiento por subniveles	
Excavación a tajo largo	
Excavación por cámaras y pilares	
Excavación por corte y relleno	
Corte en la parte superior	
Excavación por escuadra de madera	

Tabla N° 5.33: Costo de Operación relativa según método de excavación elaborado por Morrison

Fuente: Manual "Métodos de extracción subterránea"

La clave para minimizar costos es la mecanización. Usando tantas máquinas de gran capacidad como el cuerpo de mineral permitirá tener condiciones de capacidad de producción y tamaño de las aberturas. La utilización de máquinas de gran diámetro DTH puede reducir las labores totales de desarrollo comparado con perforaciones de taladros largos de pequeño diámetros que son limitados para longitudes de taladros menores de 90 pies (30 m) por restricciones de exactitud y desviaciones.

El tajeo por subniveles es un método de explotación de alta producción y bajo costo. En la tabla N° 3.34, se detalla el resumen de costos del proyecto.

Costos de Minado Sublevel Stoping	
Costo de Preparación	0.70 US\$/TM
Costo de Explotación	2.36 US\$/TM
Costo de Mina (25% Imprevistos)	3.82 US\$/TM
Costo de Procesamiento	6.10 US\$/TM
Costo de Energía	2.80 US\$/TM
Costos Administrativos	9.00 US\$/TM
	24.78 US\$/TM
Inversión (US \$)	186,970
Valor del Mineral (US \$/TM)	55.16
Valor Presente Neto (US \$)	7,965,277
Periodo de Explotación (meses)	17

Tabla N° 5.34: Costos de minado Sublevel Stoping

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.

El valor mínimo a partir del cual la explotación del mineral es rentable es: 21.72 US\$/TM. Nuestro valor de mineral (55.16 US\$/TM) es mayor al costo operativo, por lo que el margen de utilidad neta por TM será 33.44 US\$/TM.

En el cuadro superior se observa el costo de operación en sus diversas actividades. Se observa que el costo de preparación del tajeo es mayor que usando corte y relleno (0.69 US \$/TM contra 0.49 US \$/TM) pero la rentabilidad es mayor porque se explotara en menor tiempo.

5.8. EVALUACIÓN ECONÓMICA POR MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

A continuación detallaremos los costos de minado de la Mina San Cristóbal por los métodos de Corte y Relleno Ascendente, con sus variantes Corte y Relleno con “Breasting” y “Mecanizado” y el Método de Tajeo por Subniveles con Taladros Largos.

5.8.1. COSTOS UNITARIOS MINADO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Los costos unitarios pueden varían de acuerdo a las medidas de las chimeneas, maquinarias y materiales a utilizar, mantenimiento, entre otros.

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO EN BREASTING – MINA SAN CRISTOBAL					
Datos					
Longitud	60.0	mts	Longitud de Perf.	1.5	mts
			tiempo de perf neta/tal	4.68	min
Ancho de minado	1.0	mts	tiempo de perf total/tal	5.88	min
Altura	60.0	mts	Velocidad de perf	0.33	mts/min
Tonelaje del Block	9,408	Ton	Tal/disp.	8	tal
Tonelaje por disparo	8.8	ton	Mts perf/disparo	12	mts
Nº de cortes	25.0	cortes	tiempo perf total/disp	47.04	min
Altura de labor	2.1	mts	Rendimiento	15.3	mts/hr
Perforación con barreno de 4 y 6 pies	5.0	pies	Malla	0.5	0.5 m2
			Ton Rotas/taladro	1.0	tms
			Ton Rotas/disparo	8.0	tms

COSTO DE ROTURA			US\$/Tm	18.90
------------------------	--	--	----------------	--------------

COSTO DE RELLENO (Scoop de 1.25yd3)	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
TON/HR	20			
HORAS	470.4		28.29	13307.6
COSTO POR TONELADA			US\$/Tm	1.41

PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
CHIMENEAS PEM (1) de 1.5m. x 1.5m.	60	m	247.84	14870.16
VENTANAS DE 1.2m. x 2.1m. CH A CH (6)	36	m	185.62	6682.24
SUB-TOTAL			US\$	21552.40
COSTO DE PREPARACION / TONELADA	96		US\$/Tm	2.29
	98.0			
SUB TOTAL			US\$/Tm	22.61

PLANILLA	US\$/Tm	3.49
MATERIALES	US\$/Tm	1.72
ENERGIA	US\$/Tm	1.59

MINA	US\$/Tm	29.41
PLANTA	US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO	US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS (superficie)	US\$/Tm	2.47
GASTOS LIMA (APROXIMADO)	US\$/Tm	
TOTAL COSTO OPERATIVO	US\$/Tm	38.66
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)	US\$/Tm	8.41
COSTO TOTAL	US\$/Tm	47.07

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO EN BREASTING – MINA SAN CRISTOBAL				
INVERSION POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Galería de Reconocimiento 2.5m. x 2.5m.	m	60	313.20	18792.0
By Pass de 3m. X 3m.	m	60	333.37	20002.0
VENTANAS (3) DE 2.5m. X 2.5m.	m	18	313.20	5637.6
Chimeneas PEM de reconocimiento (2) 1.5 X 1.5	m	120	289.14	34697.0
Total Inversión \$				79128.7
Costo unitario de inversión \$/Ton				8.41

Tabla N° 5.35: Presupuesto 1 - Minado Corte y Relleno en Breasting

COSTO DEL METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO MECANIZADO - MINA SAN CRISTOBAL					
Datos					
Longitud	180	mts	Longitud de Barra.4 pies	1.22	mts
Ancho	3	mts	Longitud de Taladro	3.66	
Altura	60	mts	Tiempo Perf/Barra	3.97	mint
Altura de Perforación	3.6	mts	Tiempo Perf/mt	3.25	mint/mt
Eficiencia de Perforación	90%		Velocidad de Perf Neta	0.87	mts/min
P.E.	2.8	Tm/m3	Rendimiento	18.4	mts/h
Tonelaje/Corte	5443	Tms	Ton rotas/taladro	18.4	Ton/tal
Tonelaje De Block	84672	Tms	Ratio de Perforación	4.2	Ton/mt-perf.
Eficiencia De Voladura	90%		Total Mts. Perf./corte	1426	mts.perf.
Kg de Explosivo	2011	Kgs	N° de secc. disp/round	20	Secc.
Factor de Potencia	0.34	Kgs/Tms	N° Disp./corte prom.	7	Disp.
Malla de Perforación	1.2	1.5	Total de secc./corte	145.2	
N° de TAL/CORTE	436	Tald.			
N° de Barras de 4 pies	3	Barras			
Longitud de Barra	1.2	mts			

PERFORACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
METROS/HORA	12.00	Mts/Hr		
HORAS/GDIA	3.5	Hr/Gdia		
GDIA/DIA	3	Gdias		
DIAS/MES	25	días		
Malla de Perforación	1.8	M2		
No taladros	436	Unid		
Metros perfora	1426	mts		
Días de perf	11.31	días		
horas de perf	119	Hrs	63.68	7565.2
Subtotal				1.39
Mano de Obra (Perforista)			35.12	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	1.39

ACCESORIOS	vida util	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter	2400	m	130	0.05
Barra MF T-38 de 4 pices	2300	m	125	0.05
Broca T-38 de 64 mm	600	m	90	0.15
			US\$/ml	0.26
Costo Accesorios				369
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.068

Costo Total de Perforación			US\$/Tm	1.46
----------------------------	--	--	---------	------

VOLADURA	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Emulnor de 1 1/2X8	436	Unid	0.36	156.8
Anfo (1.2 kg/m)	1897	kg	0.44	834.8
Fanel	436	Unid	1.01	440.0
Guias de seguridad ensamblada	14.5	Unid	0.42	6.1
Cordón detonante	479	mts	0.11	52.7
Subtotal				1490.4
Mano de Obra (Cargador+Ayudante)			45.14	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.27

LIMPIEZA SCOOP 2,5 YD3	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Ton/Hora	20			
Horas/g día	4.5			
G día/día	3			
Día/mes	25			
Horas	272.16		54.37	14797.3
Días	20.16			
Subtotal				2.7
Mano de Obra			31.98	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.00

SOSTENIMIENTO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Malla y split set		150	17.51	2626.5
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.03

TRANSPORTE LOCOMOTORA	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.00

COSTO DE SERVICIOS AUXILIARES	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
		1	0.59	0.59
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.00

RELLENO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Ton /HORA		18		
Horas		302	47.48	14358.0
Subtotal				2.64
Mano de Obra		0.00	31.98	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	2.64

PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
SUBNIVEL 3 X 3	100	m	285.7428624	28574.2862
DESQUINCHE	2800	m3	15.10354995	42289.9399
CH. 1.5 m. x 1.5m. Waste Pass	120	m	198.9466279	23873.5953
CH. 1.5 m. x 1.5m.Ore Pass	120	m	198.9466279	23873.5953
SUB TOTAL				118611.4
Costo /tonelada	340	m	US\$/Tm	1.40

PLANILLA			US\$/Tm	3.49
MATERIALES			US\$/Tm	1.72
ENERGIA			US\$/Tm	1.59

COSTO MINA			US\$/Tm	12.61
PLANTA			US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS			US\$/Tm	2.47
GASTOS LIMA			US\$/Tm	
TOTAL			US\$/Tm	21.86
INVERSION TOTAL			US\$/Tm	3.97
COSTO TOTAL			US\$/Tm	25.8

INVERSION POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
---------------------------------------	------	----------	-------------	--

Rampa de 3m x 3m	m	318.38	339.85	108200.1
Galería de Reconocimiento 3m. x 3m.	m	180	333.37	60006.0
Ch. de reconocimiento (4) 1.5 X 1.5	m	240	232.10	168206.1
Total Inversión \$				336412.2
Costo Unitario de Inversión \$/Ton				3.97

Tabla N° 5.36: Presupuesto 2 - Minado Corte y Relleno Mecanizado

5.8.1. COSTOS UNITARIOS MINADO TAJEO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS O SUBLEVEL STOPING

COSTO DEL METODO DE MINADO SUBLEVEL STOPING - MINA SAN CRISTOBAL					
Datos					
Longitud	120	mts	Longitud de Barra.4 pies	1.2	mts
Ancho	5.0	mts	Tiempo Perf/mt	2.9	mint/mt
Altura De Perforación	15.66	mts	Velocidad de Perf Neta	0.5	mts/min
Eficiencia Perforación	90%		Rendimiento	24.9	mts/h
Eficiencia Disparo	90%		Ton rotas/taladro	35052.0	Ton/tal
P.E.	2.8	Tm/m3	Tms/ml	3.9	Ton/ml
Tonelaje/Sección	328.86	Tms	Total de Taladros/corte	711.0	
Tonelaje/Corte	25200	Tms	Numero de secciones	79.0	
Altura De Block	60	mts	Metros de perforación/corte	6291.6	
Tonelaje De Block	100800	Tms	Ratio de Perforación	4.0054	
Kg de Explosivo/Corte	11200.0	Kg	N° secc. disp/raund. promedio	4	
Factor de Potencia	0.40	Kg/Tms	Número de disp. promedio	20	
Malla de Perforación	1.5	1.5			
N° de Taladros/sección	9.0	Tal			
Long. de Taladros/sección	72.4	mts			

PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
METROS/HORA	17.22	m		
HORAS/GDIA	3.5	horas		
GDIA/DIA	3	Unid		
DIAS/MES	26	dias		
MALLA PERFO	2.25	m2		
No taladros/Corte	711	Unid		
Metros perforados/sección.	72.4	m		
Metros perforados/corte	6291.6	m		
horas de perf/sección	4.21	hr	63.68	268
Días de perf/Sección	0.45	dias		
S			US\$/Tm	0.81
Mano de Obra		0	35.12	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.81
ACCESORIOS	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total

Shank Adapter T-38	3200	m	130	0.04
Barra 4 pies	2300	m	125	0.05
Broca	650	m	90	0.14
Subtotal			US\$/ml	0.23
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.06

Costo Total de Perforación			US\$/Tm	0.87
-----------------------------------	--	--	----------------	-------------

VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Emulnor 3000 de 1 1/2x8		1130	0.36	406.69
Anfo Superfam (1.5 Kg/m)	1.5	10906.3	0.51	5562.20
Fanel de 17 mts		1217	1.01	1228.8
Guias de seguridad ensamblada de 9 pies		43	0.45	19.6
Cordón detonante		326	0.11	35.8
Mecha rapida		22		
Sub-total 1			US\$	7253.1
				7253.1
Subtotal			US\$/Tm	0.29
Mano de Obra (Cargador+Ayudante)		0	42	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.29

PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
SUBNIVEL 1 S 3.5 m. X 3.5 m. (2)	120	m	331.38	39765.6
ESTOCADA ACCESO AL NIV.DE PERF. 3.5mx3.5m.	35	m	331.38	11598.3
VENTANAS 3 m. X 3 m.	72	m	224.32	16151.04
CHIMENEAS SLOT (1) 1.5 X 1.5	44.4	m	198.95	8833.230279
SUB TOTAL			US\$/Tm	76348.2
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.76

PLANILLA	US\$/Tm	3.49
MATERIALES	US\$/Tm	1.72
ENERGIA	US\$/Tm	1.59

COSTO MINA	US\$/Tm	9.32
PLANTA	US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO	US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS	US\$/Tm	2.47
GASTOS LIMA (APROXIMADO)	US\$/Tm	
TOTAL	US\$/Tm	18.57
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)	US\$/Tm	0.80
COSTO TOTAL	US\$/Tm	19.37

INVERSION POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Rampa de 3.5m x 3.5m	m	0	339.85	0.0
Galería de Reconocimiento 3.5m. x 3.5m.	m	60	379.55	22773.1
Chimeneas de reconocimiento (2) 1.5 X 1.5	m	120	232.10	27852.5

By Pass de 3.0x3.0	m	90	333.37	30003.0
Total Inversión \$				80628.6
Costo unitario de Inversión \$/Ton				0.80

Tabla N° 5.37: Presupuesto 3 - Minado Tajeo por Subniveles con Taladros Largos

COSTO DEL METODO DE EXPLOTACION TAJEO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS – MINA SAN CRISTOBAL					
Datos					
Longitud	120	mts	Longitud de Barra.3 pies	0.91	mts
Ancho	2	mts	Tiempo Perforación/Barra	2.23	mint
Altura de Perforación	11	mts	Tiempo Perforación/mt	2.71	mint/mt
Eficiencia Perforación	90%		Velocidad de Perf Neta	0.91	mts/min
Eficiencia Disparo	90%		Rendimiento	12.00	mts/h
P.E.	2.8	Tm/m3	Ton rotas/taladro	22.9	Ton/tal
Tonelaje/Corte	7392	Tms	Ratio-Perforación	2.08	Ton/ml-perf.
Altura de Block	60	mts	Número de Taladro/corte	355	
Tonelaje de Block	32928	Tms	Total de mts. Perforación/corte	3909	
Kg de Explosivo/Corte	7155.5	Kgs	N° secc. disp/raund. promedio	2	
Factor de Potencia	0.88	Kgs/Tms	N° de disparos promedio	49	
Malla de Perforación: 2 : 1	0.60	1.20	N° de secciones/corte	99	
N° de taladros/sección	1.5	Tal			

PERFORACION	Rendimiento	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
METROS/HORA	9.61	m		
HORAS/GDIA	4	horas		
GDIA/DIA	3	Unid		
DIAS/MES	25	días		
MALLA PERFO	0.72	m2		
No taladros/corte	355	Unid		
Metros perforados/corte	3909	m		
Horas de perforación	407	hrs	29.39	11,955
Días de perforación	33.90	días		
Días de perforación		días		
Subtotal			US\$/ml	3.1
Subtotal			US\$/Tm	1.62
Mano de Obra				0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	1.62

ACCESORIOS	Rendimiento	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter R32	1600	m	130	0.08
Barra 3 pies R32	1300	m	118	0.09
Broca 51 mm Retráctil	600	m	118	0.20
Subtotal			US\$/ml	0.37
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.77

Costo de Perforación	US\$/Tm	2.38
-----------------------------	----------------	-------------

VOLADURA	Rendimiento	Cantidad	Tarifa \$/.	Sub Total
----------	-------------	----------	-------------	-----------

Emulnor de 1 1/2x8		782	0.36	281.46
Anfo Superfam	1.5	6952	0.51	3545.61
Fanel de 17 mts		782	0.5	390.9
Carmex 9 pies		109	0.6	65.2
Pentacord 3P		543	0.5	271.6
Sub-total 1				4554.7
				4747.5
Subtotal				0.64
Mano de Obra (Cargador + Ayudante)				0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.64

PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
SUBNIVEL 1 S 2.5 m. X 2.5 m.	120	m	268.46	32214.89694
SUBNIVEL 2 S 2.5 m. X 2.5 m.	120	m	268.46	32214.89694
SUBNIVEL 3 S 2.5 m. X 2.5 m.	120	m	268.46	32214.89694
DRAW POINT	0	m	280.85	0
VENTANAS 3 m. X 3 m.	32	m	285.74	9143.771598
CHIMENEAS DE SERVICIO (2) 1.5 X 1.5	120	m	198.95	23873.59535
SUB TOTAL				129662.0578
Costo /tonelada	512		US\$/Tm	3.94

PLANILLA	US\$/Tm	3.49
MATERIALES	US\$/Tm	1.72
ENERGIA	US\$/Tm	1.59

COSTO MINA		US\$/Tm	15.39
PLANTA		US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO		US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS		US\$/Tm	2.47
GASTOS LIMA (APROXIMADO)		US\$/Tm	
TOTAL		US\$/Tm	24.64
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)		US\$/Tm	4.25
COSTO TOTAL		US\$/Tm	28.89

INVERSION POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Rampa de 3m x 3m	m	0	339.85	0.0
Galería de Reconocimiento 3.0m. x 3.0m.	m	120	313.20	37584.0
Chimeneas de reconocimiento (4) 1.5 X 1.5	m	240	232.10	55705.1
By Pass de 3m. X 3m.	m	140	333.37	46671.3
Total Inversión \$				139960.4
Costo unitario de Inversión \$/Ton				4.25

Tabla N° 5.38: Presupuesto 4 - Minado Tajeo por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas

5.9. CÁLCULO DE LOS INDICADORES DE RENTABILIDAD:

Tabla N° 5.39: Cuadro de Inversiones

AÑO	INVERSIONES (\$)
2002	35 000 000.00 (Volcan compra la Empresa Minera de San Cristóbal)

Tabla N° 5.40: Cuadro de Utilidades Netas

Tasa de interés anual en moneda extranjera= 8%

AÑO	NETO (\$)
2012	20 000 000.00
2013	25 000 000.00
2014	30 400 000.00
2015	35 000 000.00
2016	40 000 000.00

Tabla N° 5.41: Flujo de Caja

Tasa de interés anual = 8%

AÑO	NETO (\$)
2011	(75 562 374.90)
2012	20 000 000.00
2013	25 000 000.00
2014	30 400 000.00
2015	35 000 000.00
2016	40 000 000.00

CÁLCULO DEL VALOR ACTUAL NETO:

El valor actual neto (VAN), también conocido como el valor presente neto (VPN), es el valor actual de los beneficios netos que genera el proyecto.

La tasa con la que se descuenta el VAN representa el costo de oportunidad del capital (COK), que es la rentabilidad que estaría ganando el dinero de utilizarlo en la mejor alternativa de inversión.

Por tanto:

$$\text{VAN} = - 75562374.90 + 20000000/(1.08) + 250000000/(1.08)^2 + 304000000/(1.08)^3 + 350000000/(1.08)^4 + 400000000/(1.08)^5$$

$$\text{VAN} = \$ 41471486.98$$

Como $\text{VAN} > 0$

Las inversiones de la Empresa Minera San Cristóbal son rentables desde una evaluación económica y financiera.

CÁLCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO:

La tasa interna de retorno es una tasa porcentual que indica la rentabilidad promedio anual que genera el capital que permanece invertido en el proyecto.

$$0 = - 75562374.90 + 20000000/(1+\text{TIR}) + 250000000/(1+\text{TIR})^2 + 304000000/(1 + \text{TIR})^3 + 350000000/(1 + \text{TIR})^4 + 400000000/(1+ \text{TIR})^5$$

$$\text{TIR} = 24.68 \%$$

Haciendo una comparación con el $\text{COK} = 8\%$, tenemos que $\text{TIR} > \text{COK}$ la rentabilidad de la Empresa Minera San Cristóbal es del 24.68% anual.

5.10. PRUEBA DE HIPÓTESIS

Tomando una muestra 10 datos de análisis de costos de la Mina San Cristóbal se tiene la siguiente información:

	Costos de Operaciones Unitarias (\$/m) X	Valor Actual Neto (VAN) Y
	3200	350
	3250	355
	3300	360
	3350	365
	3400	370
	3450	375
	3500	380
	3550	385
	3600	390
	3650	395
Promedio	3425.00	372.50
Desviación Estándar	151.4	15.14
Varianza	22916.70	229.17

Para la prueba de hipótesis se usa el Programa Minitab Version 17.

a) Estadística Descriptiva

Descriptive Statistics: Costo Unitario (\$/m), Valor Actual

Neto (VAN)

Variable	Mean	StDev	Variance
Costo Unitario (\$/m)	3425.0	151.4	22916.7
Valor Actual Neto (VAN)	372.50	15.14	229.17

b) Verificación de la homogeneidad de las varianzas:

La hipótesis Nula: Las dos muestras provienen o tienen las mismas varianzas, en otros términos son homogéneas.

La hipótesis Alternativa: Las dos muestras no tienen varianzas homogéneas

Usando el Minitab tenemos:

Resultados:

Test and CI for Two Variances: Costo Unitario (\$/m), Valor

Actual Neto (VAN)

Method

Null hypothesis $\sigma(\text{Costo Unitario } (\$/m)) / \sigma(\text{Valor Actual Neto (VAN)}) = 1$

Alternative hypothesis $\sigma(\text{Costo Unitario } (\$/m)) / \sigma(\text{Valor Actual Neto (VAN)}) \neq 1$

Significance level $\alpha = 0.05$

F method was used. This method is accurate for normal data only.

Statistics

Variable	N	StDev	Variance	95% CI for StDevs
Costo Unitario (\$/m)	10	151.383	22916.667	(104.126, 276.365)
Valor Actual Neto (VAN)	10	15.138	229.167	(10.413, 27.637)

Ratio of standard deviations = 10.000

Ratio of variances = 100.000

95% Confidence Intervals

Method	CI for StDev Ratio	CI for Variance Ratio

F (4.984, 20.065) (24.839, 402.599)

Tests

Method	DF1	DF2	Test	
			Statistic	P-Value
F	9	9	100.00	0.000

Como $P < 0.05$ Entonces se RHo. (Se rechaza la hipótesis nula)

Concluimos que las muestras no provienen de varianzas iguales ($p = 0.000$)

c) Prueba de hipótesis:

Hipótesis Nula: La media de los costos obtenidos mediante las operaciones unitarias es igual a la media de la Rentabilidad de la Mina San Cristóbal.

Hipótesis Alternativa: La media de los costos obtenidos mediante las operaciones unitarias, es mayor que la media de la Rentabilidad de la Mina San Cristóbal.

Usando el Minitab, tenemos:

Resultados:

Two-Sample T-Test and CI: Costo Unitario (\$/m), Valor Actual Neto (VAN)

Two-sample T for Costo Unitario (\$/m) vs Valor Actual Neto (VAN)

	N	Mean	StDev	SE Mean
Costo Unitario (\$/m)	10	3425	151	48
Valor Actual Neto (VAN)	10	372.5	15.1	4.8

Difference = μ (Costo Unitario (\$/m)) - μ (Valor Actual Neto (VAN))

Estimate for difference: 3052.5

95% CI for difference: (2951.4, 3153.6)

T-Test of difference = 0 (vs \neq): T-Value = 63.45 P-Value =

0.000 DF = 18

Both use Pooled StDev = 107.5775

Como $P < 0.05$ RHo (Se rechaza la hipótesis nula).

Se puede concluir que la media de los costos obtenidos mediante el análisis de los costos unitarios, es mayor que la media de los resultados obtenidos mediante el análisis de la Rentabilidad de la Mina San Cristóbal.

Esto significa que: el análisis de los costos de las operaciones unitarias influye significativamente en la Rentabilidad de la Mina San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1. CONCLUSIONES

1. La minería es una palanca de desarrollo y crecimiento para el país, en este caso, para la Mina San Cristóbal, como parte de la Compañía Minera Volcan. No podemos pretender minimizar su efecto integrador y descentralizador, su capacidad de generar cadenas productivas y su gran aporte económico, social, ambiental y laboral.
2. La Mina San Cristóbal, posee un significativo potencial en recursos minerales cuya explotación y exploración demandan mucho dinero y esfuerzo, felizmente la Compañía Minera Volcan

S.A.A. mantiene sus operaciones de forma sostenida y es consciente de que el uso de nuevas tecnologías mecanizadas proporcionan muchas ventajas como seguridad, rapidez y productividad.

3. Del análisis de presupuestos por métodos de minado, deducimos que los métodos Tajeo por subniveles con taladros largos y Corte y relleno son eficientes y rentables, y lo serán más en la medida que se mecanicen los procesos.
4. En la perforación hay que tener en cuenta lo siguiente:
 - Selección adecuada de los equipos de perforación de acuerdo al yacimiento.
 - Cambio de estructuras mineralizadas.
 - Maximización de la recuperación de las reservas minables.
 - Tipos de alteración.
 - Conocimiento del yacimiento mediante perforaciones sistematizadas de sondajes diamantinos.
 - Capacitación/entrenamiento y evaluación continua al personal
 - Análisis estructural (Fallas, diaclasamiento, cambio de la litología, etc.)
 - Círculos de calidad, donde las opiniones seas respetadas y tomadas en cuenta (Control total de Calidad).
 - Archivos de perforación (historia de los taladros).
 - Análisis de relaves de perforación.

5. Los indicadores más relevantes cuando analizamos ambos métodos de explotación son:

METODOS DE EXPLOTACION				
	Sublevel Stopping		Corte y Relleno	
Toneladas/metro perforado	11.7	Tm/mp	3.105	Tm/mp
Factor de Potencia	0.24	Kg/Tm	0.35	Kg/Tm
Capacidad de Acarreo	83.4	Tm/h	45	Tm/h
Porcentaje de Dilución	30	%	15	%
Productividad	40	Tm/hombre-gdía	14.29	Tm/hombre-gdía
Costo de Perforación y Voladura	0.97	US \$/Tm	3.6	US \$/Tm
Costo de Mina	3.82	US \$/Tm	15.68	US \$/Tm
Costo de Operación	21.72	US \$/Tm	33.58	US \$/Tm

6. Para mejorar la fragmentación en la voladura de los taladros de producción es necesario considerar la secuencia de iniciación y los retardos deben ser de 50 milisegundos, en una malla rectangular para formar la siguiente cara libre.
7. Usando el método de corte y relleno, el valor de mineral es 7.195 US \$/TM mayor que usando Sublevel Stopping.
8. Usando el método de Corte y relleno la dilución de mineral (15%) es menor que usando Sublevel Stopping (30 %).
9. Usando el método de corte y relleno el costo operativo es 11.85 US \$/TM mayor que usando Sublevel Stopping.
10. El Valor Presente Neto del proyecto usando Sublevel Stopping es 2'050,260.0 US \$ mayor que usando el método de corte y relleno pues el volumen de producción mensual es mayor y menor el período de explotación.

11. Bajo condiciones metalúrgicas y precio del metal Ag, Zn y Pb, la ley mínima de corte es 6.4508 OzAg/TM.
12. La evaluación geomecánica señala dejar pilares estabilizantes cada 65m longitudinal al rumbo de la veta y una abertura de 53m de altura. (Los pilares estabilizantes serán mínimo de 5 metros de largo y de 6 a 8 metros de potencia)
13. El rendimiento diario del Scoop de 3.5 yd³ y el Jumbo electrohidráulico permitirá cumplir con el ritmo de producción diaria del tajo de 500 TM.
14. De acuerdo al número de personas y equipos Diesel presentes en la explotación del tajo, el caudal presente de 52,460 pie³/min cubre el requerimiento de aire.
15. La red de agua y aire comprimido abastecerá los trabajos de preparación y explotación del tajo.
16. Se mejorará la gestión de la seguridad (personal y equipos) en la mina usando el método de tajo por subniveles con Sublevel Stopping.
17. Realizar pruebas con emulsiones para aumentar la velocidad de detonación y poder aumentar las mallas de perforación.

6.2. RECOMENDACIONES

1. Extender el método de tajeo por subniveles con Sublevel Stopping para cuerpos y vetas en la Mina San Cristóbal, tomando mayor información geológica usando sondajes con equipos cortos (pack sack) y poder modelar en forma eficaz los cuerpos y vetas.
2. Realizar el levantamiento topográfico de los taladros perforados para comparar el porcentaje de desviación de los taladros.
3. Configurar la geometría de la veta Falla Socorro y Cuerpo Magaly usando softwares mineros para evitar errores en el diseño de la malla de perforación.
4. Evaluar económicamente el uso de máquinas perforadoras electrohidráulicas de mayor longitud de perforación y controles electrónicos para vetas y cuerpos.
5. Aplicar el VCR (Vertical crater retreat) para realizar las chimeneas de salida.
6. Es necesario verificar que el material a utilizar sea de la mejor calidad y de un proveedor confiable.
7. Es importante la capacitación constante del personal minero.
8. Realizar en forma continua los siguientes trabajos: Efectuar la evaluación de los circuitos de ventilación, conocer el balance de los flujos, determinar las caídas de presión, determinar las condiciones termo-ambientales y proyectar las mejoras del caso.

9. Las Empresas Especializadas están obligadas a mantener estandarizado las instalaciones y servicios de ventilación como son mangas, ventiladores, tapones y puertas de ventilación.
10. Realizar mantenimiento y rehabilitación de galerías, cruceros, ventanas y by pass que dan acceso a chimeneas de ventilación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Ary, D., Cheser Jacobs, L., & Asghar Razavieq. (2000). *Introduction to Research in Education*. USA: Holt, Rinehart and Winston .
- Aznar Salinero, J. (2012). *PROGRAMACIÓN Y COSTOS EN OBRAS SUBTERRÁNEAS*. Lima: UNI.
- Beltrán, a., & Cueva, H. (2003). *Evaluación Privada de Proyectos*. Lima Perú: Centro de Investigación de la UNIVERSIDAD DEL PACÍFICO.
- Benavides Ganoza, R. (2012). *La Minería Responsable y sus Aportes al Desarrollo del Perú*. Lima: Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.
- Billings, M. P. (1985). *Geología Estructural*. Buenos Aires Argentina: Editorial Universitaria de Buenos Aires.
- Blank, L., & Tarquin, A. (2002). *Ingeniería Económica*. México: McGraw-Hill Interamericana.
- Buenaventura, C. d. (2014). *Memoria Anual 2014*. Lima: Impreso Gráfica S.A.
- Cabos, R. (2005). *Potencial Minero en la Región Huancavelica*. Lima.
- Clemente Ignacio, T., & Clemente Lazo, J. (2009). *Análisis de Costos de Operación en Minería Subterránea y Evaluación de Proyectos Mineros*. Huancayo Perú: Centro de Investigación de la Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Coates, D. F. (1970). *Fundamentos de Mecánica de Rocas*. Canadá: BLUME.
- Compañía Minera Volcan S.A.A., Departamento de Geología. (2014). *Estimación de Reservas y Recursos Minerales al 31 de Diciembre del 2014*.
- Compañía Minera Volcan S.A.A., Departamento de Geología. (2016). *Memoria Anual 2016*.
- Crisólogo Arce, A. (1994). *Conceptos, Métodos y Modelos de la Investigación Científica* . Perú: Ediciones Abedul E.I.R.L.
- Departamento Técnico Microtúneles Sonntag . (s.f.). *Sistema de Excavación: Raise Boring* .
- Flores Barboza, J. (1986). *La Investigación Educativa*. Perú: Ediciones San Marcos.
- Flores Quispe, J. L. (2015). *Estudio Técnico Económico del Proyecto Túnel de Integración de las Minas Carahuacra, San Cristóbal y Andaychagua de la Empresa Volcan Compañía Minera S.A.A*. Lima: Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería.

- García González, A. (1980). *Explotación de Minas*. Barcelona España: Ediciones Omega S.A.
- Gómez Ramos, M. (1981). *Cómo investigar en Educación*. España: Ediciones Morata S.A.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1985). *Excavaciones Subterráneas en Roca*. México: McGRAW-HILL.
- Huang, W. T., & García Diaz, R. (1968). *Petrología*. México: Unión Tipográfica Editorial Hispano Americana.
- Jiménez , E. (1999). *Educación Ecológica y Ambiental* . México: Editorial Limusa.
- Lambe, T. W., & Whitman, R. V. (1995). *Mecánica de Suelos*. México: LIMUSA.
- Méndez Huayta, F. R. (2012). *Optimización del Sistema de Ventilación Utilizando el Programa VNET PC2003, Mina San Cristóbal*. Lima: Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería.
- Moran Montoya, J. L. (2009). *Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 775 en la Unidad de Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Pardo Ferrer, L. A. (2014). *Prevención de Caída de Rocas como M*. Lima: Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería.
- Paucar Coz, D. (2000). *Metodología de la Investigación Científica*. Perú: Ediciones Lauricocha.
- Paz, M. (1980). *El Proceso de la Investigación Científica* . México: Editorial Limusa.
- Pernia Llera, J. M., Ortiz de Urbina, F. P., López Jimeno, C., & López Jimeno, E. (2005). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. España: Instituto Geológico y Minero.
- Petersen Lay, P. P. (2014). *Evaluación y Clasificación de Recursos Minerales en la Veta Ramal Techo, Unidad de Ticlio, Volcan Cía. Minera, Junín - Perú*. Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Petersen Lay, P. P. (2014). *Evaluación y Clasificación de Recursos Minerales en la Veta Ramal Techo, Unidad de Ticlio, Volcan Cía. Minera, Junín-Perú*. Lima: Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la UNMSM.
- Petrorius, D. (2002). *Manual de Estándares y Procedimientos para la Operación de Equipos Raise Bore*. Sudáfrica: Master Drilling.
- Pino Gotuzzo, R. (2007). *Metodología de la Investigación*. Perú: Editorial San Marcos.
- Regalado Bernal, M. (1988). *Investigación Científica* . Perú: Compendios Roberman.

- Rivera Rojas, E. (2015). *Metodo de Minado Sublevel Stopping en Corporación Minera Castrovirreyna S.A.* Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Rivera Rojas, E. F. (2015). *Método de Minado Sublevel Stopping en Corporación Minera Castrovirreyna.* Lima.
- Rivva L., E. (2007). *Diseño de Mezclas.* Lima-Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.
- S.A.C., M. (2012). *Reglamento Nacional de Edificaciones.* Lima Perú: Grupo Editorial Megabyte S.A.C.
- Salinas Seminario, M. (2001). *Costos, Presupuestos, Valorizaciones y Liquidaciones de Obra.* Lima Perú: Fondo Editorial del Instituto de la Construcción y la Gerencia.
- Sapag Chaín, N. (2007). *Formulación y Evaluación de Proyectos de Inversión.* México: Pearson Educación de México S.A.
- Valera Moreno, R. (2010). *Matemática Financiera.* Piura Perú: Centro de Investigaciones de la Universidad de Piura.
- Vara Horna, A. A. (2012). *Desde la Idea hasta la Sustentación: 7 pasos para una tesis exitosa .* Lima: Universidad San Martín de Porres.
- Villanueva Alvarez , R. (2013). *Diseño de Tratamiento Pasivo después del Plan de Cierre de Mina.* Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Zamora Escalante, E. (2008-2010). *Reporte Interno de Geomecánica.* Nuayllay Pasco: Empresa Administradora Chungar S.A.C.