

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



INFORME TÉCNICO

**“OPTIMIZACIÓN Y CONTROL DE LA VOLADURA APLICANDO TUBOS
CONCÉNTRICOS EN TAJOS DE TALADROS LARGOS CIA. VOLCÁN - UE SAN
CRISTÓBAL - JUNÍN”**

PRESENTADO POR:

BACH. ELDER WILLIAM QUISPE AGUILAR

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

BAJO LA MODALIDAD DE SERVICIOS A

NIVEL PROFESIONAL

CONSEJERO:

MGT. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

CUSCO - PERÚ

2023

DEDICATORIA

A mis padres, Dominga Aguilar Valerio y Lucio Quispe Romuacca, quienes son los mejores pilares en mi vida personal y profesional, y por ser los mejores padres del mundo, por el apoyo que siempre me han brindado y cuidaron de mi a su lado durante toda mi vida.

Gracias a mi hijo Henry Mijael por ser el motor y motivo en mi vida, por ser mi mayor bendición, a mis hermanos Yahaned, Judit y Oscar por estar conmigo en todo momento.

Gracias a mis amigos y maestros por sus palabras y confianza para seguir adelante, por el espacio asignado en el tiempo de estudio y personas que ayudaron a mis metas.

AGRADECIMIENTO

*Mi agradecimiento la Universidad Nacional San Antonio
Abad del Cusco - Carrera profesional de Ingeniería de
Minas de la, docentes e ingenieros que aportaron a mi
vida profesional, conocimiento y formación academia.*

INTRODUCCIÓN

El presente informe técnico “Optimización de la voladura aplicando tubos concéntricos en tajos de taladros largos” CIA VOLCAN – MINA SAN CRISTOBAL - Yauli Junín, tiene la finalidad de mantener estabilidad de la caja techo y mejorar el factor de seguridad; así mismo reducir la dilución del mineral en tajos de taladros largos en interior mina.

Esto se produce cuando se realiza el carguío de tajos de taladros largos y chispeo se observó que la caja techo de los tajos se desprendían contantemente siendo un peligro para el operador de scoop al realizar la limpieza del mineral carguío de tajos de taladros largos ya sea por el tipo de explosivo que se usa y la abertura de los tajos sin relleno.

Con aplicación de tubos concéntricos en el carguío de taladros largos se logrará tener una mayor estabilidad en las cajas techo de los tajos de taladros largos y mejorar el factor de seguridad.

ÍNDICE

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
INTRODUCCIÓN	iv
CAPITULO I ASPECTOS GENERALES DE U.M. SAN CRISTÓBAL	2
1.1 UBICACIÓN Y ACCESO	2
1.1.1 Ubicación	2
1.1.2 Accesibilidad	2
1.2. CLIMA:	4
1.3. FLORA Y FAUNA	4
1.4. METEOROLOGÍA:	5
1.5. RESPONSABILIDAD SOCIAL EMPRESARIAL	5
1.6. OBJETIVOS DEL INFORME TECNICO	6
1.6.1 Objetivo General	6
1.6.2 Objetivos Específicos	6
1.7. JUSTIFICACIÓN.....	6
1.8. GEOLOGÍA:	7
1.8.1. Geología Local	7
1.8.2. Geología Regional	7
1.8.3. Estratigrafía	8
1.9. INTRUSIVOS	12
1.9.1. Intrusivos Ácidos.	12
1.9.2. Intrusivos Básicos.	12
1.10. GEOLOGIA ESTRUCTURAL.....	13
1.10.1. Domo de Yauli	13
1.11. PLEGAMIENTO	15
1.12. LINEAMIENTO	16
1.13. FRACTURAMIENTO	16
1.14. GEOLOGÍA ECONOMICA U OCURRENCIA DE LA MINERALIZACIÓN	17
1.15. RESERVAS MINERALES.....	18
1.15.1 Metodología de Estimación de Reservas.	18
1.15.2 Parámetros Modificadores	19
1.15.3 Factores aplicados en Mina San Cristóbal	20
1.15.4. Inventario de Reservas.	21

CAPÍTULO II	26
2.1. EXPLOTACION MINERA U.E SAN CRISTOBAL.....	26
2.2. MAPEO GEOMECANICO	26
2.2.1 Aspectos Litológicos	27
2.2.2 Distribución de Discontinuidades.....	27
2.2.3 Aspectos Estructurales	28
2.3. CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA	29
2.4. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA	30
2.5. CONDICIONES DE AGUA SUBTERRÁNEAS.....	31
2.6. DIRECCIONES PREFERENCIALES DE AVANCE DE LAS EXCAVACIONES...32	
2.7. ABERTURAS MÁXIMAS DE LAS EXCAVACIONES Y SOSTENIMIENTO	32
2.7.1 Excavaciones permanentes	33
2.7.2 Excavaciones temporales.	35
2.7.3 Tajeos.....	36
2.8. RELLENO.....	37
2.9. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS	38
2.10. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN	38
2.11. FACTORES QUE INFLUYEN EN LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	39
2.12. ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	40
2.13. OVER CUT AND FILL (BREASTING).....	41
2.14. Bench and Fill (AVOCA)	44
2.15. LABORES DE PREPARACIÓN.....	47
2.15.1 Accesos	48
2.15.2 Subniveles o Pisos	49
2.15.3 Cámaras de Acumulación	51
2.16. LABORES DE DESARROLLO	51
2.16.1 Rampas	51
2.16.2 By Pass y cruceros	52
2.16.3 Laboreo vertical.....	52
2.17. CICLO DE MINADO	52
2.17.1 Perforación	52
2.17.2 Voladura	54
2.17.3 Carguío y Acarreo	57

2.17.4 Transporte y Diseño de Botadero	58
2.17.5 Relleno	59
2.18. SERVICIOS MINA.....	60
2.18.1 Sistema de Bombeo del Agua de Mina	60
2.18.2 Sistema de Ventilación	62
2.19. PLANTA CONCENTRADORA	63
2.19.1 Planta Concentradora Victoria	63
2.19.2 Planta Concentradora Marh Tunel	65
2.20. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS	66
CAPÍTULO III.....	67
3.1. OPTIMIZACION DE LA VOLADURA APLICANDO TUBOS CONCENTRICOS EN TAJOS.....	67
3.2. DISEÑO DE VOLADURA	67
3.2.1 Bench & Fill (perforación taladros largos negativo)	67
3.2.2. Subniveles y frentes de perforación	78
CAPÍTULO IV.....	87
4.1. CONSUMO DE EXPLOSIVOS SIN TUBOS CONCENTRICOS.....	87
4.2. CONSUMO DE EXPLOSIVOS CON TUBOS CONCENTRICOS	88
4.3.OPTIMIZACION DEL NUMERO DE CARTUCHOS POR TALADRO EN TAJO: 88	
4.4. OPTIMIZACION DE LOS COSTOS DE VOLADURA USANDO TUBOS CONCENTRICOS	89
4.5. CONTROL DE LA VOLADURA CON TALADROS LARGOS	90
4.5.1. Estabilidad En Tajeos	90
FACTOR DE SEGURIDAD (FS)	90
El cálculo del factor de seguridad se determinó utilizando el software Phase 2, donde se establece como criterio general de diseño que el FS sea igual o superior a 1, el criterio de rotura utilizado es de Hoek – Brown.	90
.....	91
CONCLUSIONES	94
RECOMENDACIONES	95
BIBLIOGRAFÍA	96

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 <i>Plano de ubicación Mina San Cristóbal.</i>	3
Figura 2	5
<i>Pilares de desarrollo de Mina San Cristóbal.</i>	5
Figura 3 <i>Plano de ubicación Geología Regional.</i>	8
Figura 4 <i>Columna estratigráfica.</i>	14
Figura 5 <i>Estándar Internacional Código JORC</i>	19
Figura 6 <i>Factores Aplicados en Mina San Cristóbal.</i>	20
Figura 7	21
Figura 8 <i>Reservas de mineral Mina San Cristóbal por Vetas – a Julio del 2019.</i>	23
Figura 9 <i>Vista Isométrica método de minado Breasting.</i>	42
Figura 10 <i>Sección Longitud Método de Minado Breasting</i>	43
Figura 11 <i>Vista Isométrica de minado Bench and Fill (AVOCA).</i>	44
Figura 12 <i>Longitud minado Bench and Fill (AVOCA) con relleno detrítico.</i>	45
Figura 13 <i>Equipo Simba en Perforación de Taladros Largos – Piso Superior.</i>	46
Figura 14 <i>Vista de Taladros Largos por filas o secciones.</i>	46
Figura 15 <i>Longitud minado Bench and Fill (AVOCA) con relleno detrítico.</i>	47
Figura 16 <i>Vista en 3D de diseño de labores de preparación y desarrollo</i>	48
Figura 17 <i>Subniveles o Pisos</i>	49
Figura 18 <i>Superior del tajo o Cabeza del tajo</i>	50
Figura 19 <i>Piso Inferior del tajo o pie del tajo.</i>	50
Figura 20 <i>By Pass Vía principal</i>	51
Figura 21 <i>Diseño de malla de perforación de Slot taladros B&F.</i>	53
Figura 22 <i>Distribución de Taladros Largos por filas o secciones.</i>	54
Figura 23 <i>Carguío y voladura de taladros largos por secciones o filas</i>	56
Figura 24 <i>Imagen de Carguío y Transporte de minería de interior mina</i>	57
Figura 25 <i>Transporte de mineral de interior mina</i>	58
Figura 26 <i>Imagen de cancha 600, punto de acumulación de mineral</i>	58
Figura 27 <i>Descarga de Relleno detrítico en un tajo</i>	59
Figura 28 <i>Sistema de bombeo de agua subterránea. NV 1220.</i>	61
Figura 29 <i>Sistema de bombeo de agua</i>	61
Figura 30 <i>Ventilación de labores subterráneas pie de tajo</i>	63
Figura 31 <i>Diseño de malla de perforación de Taladros Largos.</i>	68

Figura 32 <i>Parámetros de perforación de Taladros Largos</i>	69
Figura 33 <i>Parámetros de voladura</i>	69
Figura 34 <i>Aplicación de taladro</i>	70
Figura 35 <i>Características para la voladura de Taladros Largos</i>	71
Figura 36 <i>Material de cordón</i>	72
Figura 37 <i>Carguío de tajos con explosivo Emulnor de 3000x1 ¼"x12" caja piso y demás taladros y 1000 x1 ¼"x12" para caja techo</i>	72
Figura 38 <i>Carguío de tajos con explosivo Emulnor</i>	73
Figura 39 <i>Carguío de tajos con explosivo Emulnor</i>	73
Figura 40 <i>Taladros de atenuación</i>	74
Figura 41 <i>Cartilla de control de perforación y voladura</i>	75
Figura 42	75
<i>Cartilla de control de perforación y voladura</i>	75
Figura 43 <i>Cartilla de control de perforación y voladura</i>	76
Figura 44 <i>Cartilla de control de perforación y voladura</i>	76
Figura 45 <i>Cantidad de cartuchos por taladros</i>	77
Figura 46 <i>Costos taladros largos con tubos concéntricos</i>	78
Figura 47 <i>Actividad en mina</i>	79
Figura 48 <i>Aplicación de herramienta de taladro</i>	79
Figura 49 <i>Rediseño de la voladura considerando las vibraciones</i>	80
Figura 50 <i>Diseño de mallas de perforación para subniveles</i>	81
Figura 51 <i>Diseño de mallas de perforación para desmonte</i>	82
Figura 52 <i>Características para la voladura</i>	83
Figura 53 <i>Accesorio 1 para voladura</i>	84
Figura 54 <i>Detonantes para voladura</i>	84
Figura 55 <i>Instalación de voladuras</i>	85
Figura 56 <i>Determinación de ubicación de voladuras</i>	85
Figura 57 <i>Carguío de frentes con explosivo Emulnor de 3000x1 ¼"x12" para arranque, arrastres, cuadradores y ayudas y 1000 x1 ¼"x12" para corona</i>	86
Figura 58 <i>Carguío de explosivos</i>	86
Figura 59	90
<i>Optimización de costos</i>	90
Figura 60	91
<i>Factor de seguridad - software Phase 2</i>	91

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 <i>Reservas de mineral Mina San Cristóbal – a junio del 2019</i>	21
Tabla 2 <i>Balance Reservas</i>	22
Tabla 3 <i>Cuadro Histórico de Evolución de Reservas</i>	25
Tabla 4 <i>Principales Sistemas de discontinuidades</i>	27
Tabla 5 <i>Criterio para la clasificación de la masa rocosa</i>	29
Tabla 6 <i>Calidad de la masa rocosa por sectores</i>	30
Tabla 7 <i>Resumen de la zonificación Geomecánica</i>	31
Tabla 8 <i>Aberturas máximas de las excavaciones permanentes</i>	34
Tabla 9 <i>Sostenimiento para labores de avance permanentes</i>	35
Tabla 10 <i>Sostenimiento para labores de avance temporales</i>	36
Tabla 11 <i>Dimensiones máximas de tajeos – longitud</i>	37
Tabla 12 <i>Perforación Chimenea Slot taladros</i>	53
Tabla 13 <i>Parámetros voladura chimenea slot</i>	55
Tabla 14 <i>Parámetros de voladura</i>	56
Tabla 15 <i>Rendimiento de Scooptrans</i>	57
Tabla 16 <i>Cantidad de explosivo sin tubos concéntricos</i>	87
Tabla 17 <i>Cantidad de explosivo con tubos concéntricos</i>	88
Tabla 18 <i>Cantidad de explosivo con tubos concéntricos</i>	88
Tabla 19 <i>Cuadro de costos para un tajo de 18 metros de altura de banco</i>	89

RESUMEN

La presente informe se realiza en la U.E. San Cristóbal perteneciente a la empresa Volcán Compañía Minera S.A.A. ésta se sitúa en la provincia de Yauli de la Región Junín, el presente estudio es realizado a la optimización y control de la voladura aplicando tubos concéntricos en los tajos de taladros largos, así mismo esto influirá en la estabilidad de las cajas (caja techo y piso) y reducción de la dilución de mineral.

Ya que al realizar el método de explotación con taladros largos genera una inestabilidad exclusivamente en la caja techo, por ende, esta condición nos genera una dilución del mineral que se extrae del tajo así mismo es un peligro el cual se expone el operador de equipo Scoop y equipos al realizar la limpieza del mineral.

La mina tiene definida varios yacimientos como son Veta Split 658, Ramal veta 722, Veta 722 y Veta 658, el estudio que vamos a realizar se encuentra en la Veta 722, ubicada al Sur del Yacimiento, tiene rumbo promedio S75°E a S84°E. Es un relleno de fractura que atraviesa el macizo volcánico avanzando hacia las filitas con una trayectoria sinuosa o plegamientos y buzando de 55°- 60°S más arriba del Nivel 1120, pero varía a 45°S en el Nivel 1170.

El método de explotación con taladros largos el problema que presenta en los tajos es la optimización y control de la voladura con el uso de tubos concéntricos para el carguío de taladros largos y la inestabilidad del macizo rocoso en la caja techo el cual al realizar la voladura de las filas correspondientes nos genera un descaje por lo cual hay una sobre dilución donde disminuye la ley del concentrado del mineral y la exposición del operador de equipo Scoop al realizar la limpieza.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES DE U.M. SAN CRISTÓBAL

1.1 UBICACIÓN Y ACCESO

1.1.1 Ubicación

Se encuentra situada en la provincia y distrito de Yuli, a unos 110 Km de la ciudad de Lima; comprende el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes, en la región de Junín. Sus coordenadas geográficas son:

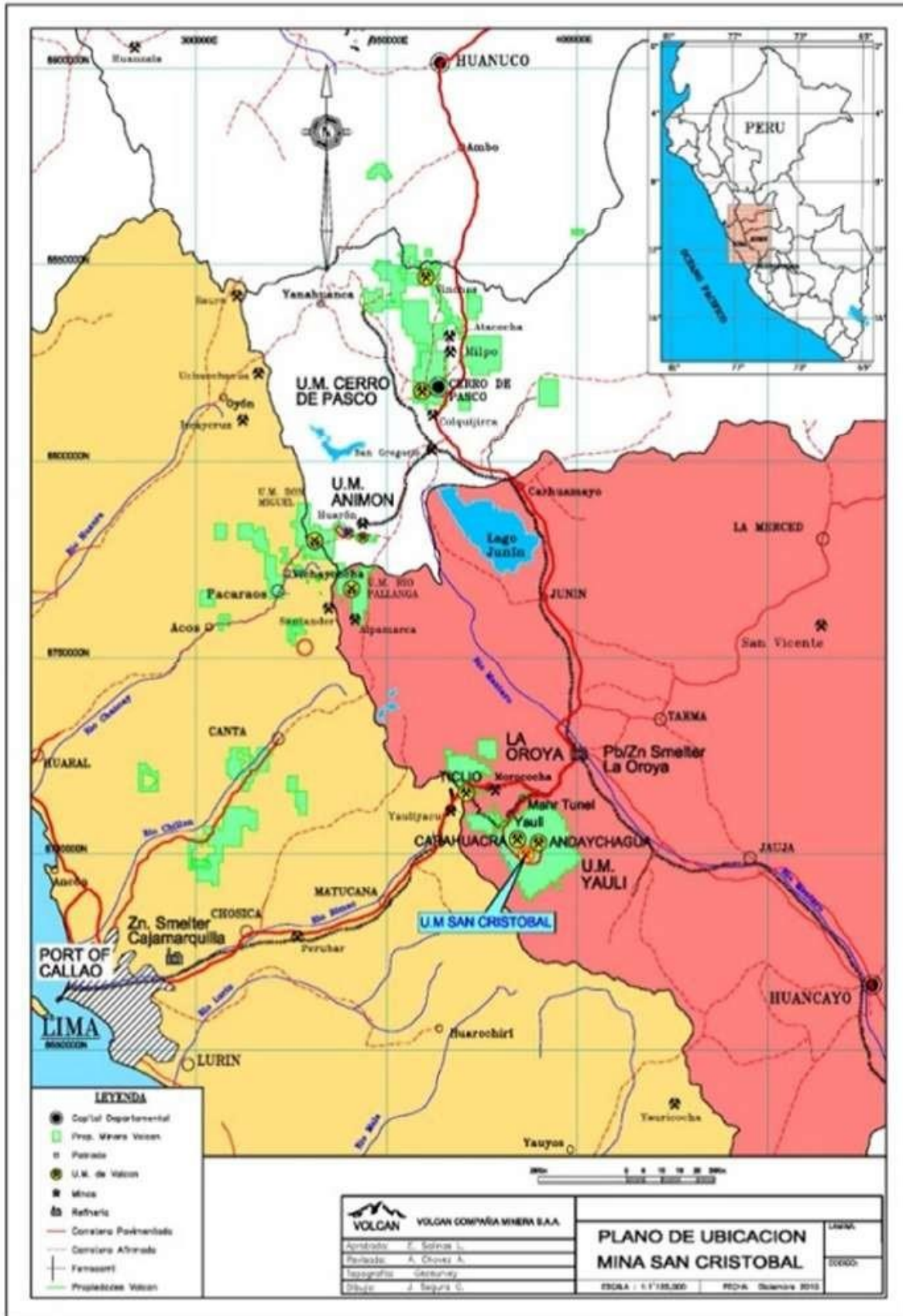
- Longitud Oeste: 76° 05'
- Latitud Sur: 11° 43'

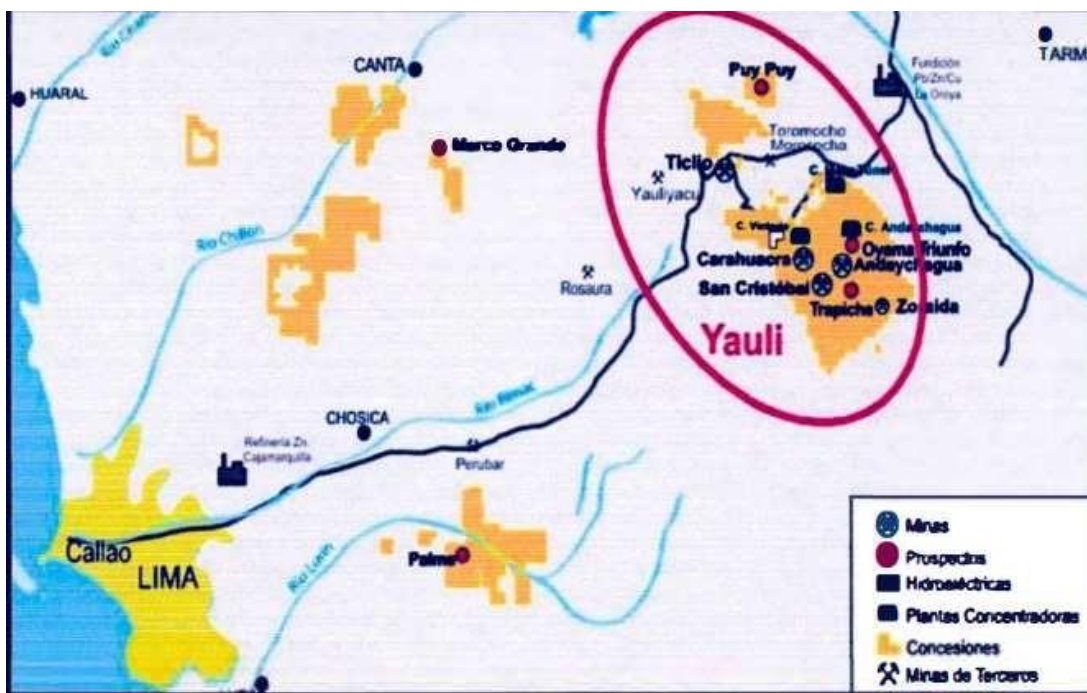
1.1.2 Accesibilidad

La altitud media del distrito es de 4,700 msnm. La mina San Cristóbal es de fácil acceso a través de la vía central, cerca de la ciudad de Pachacaca, el camino da inicio en un ramal de 20 kilómetros la cual dirige hacia San Cristóbal; Por otro lado, también se cuenta con un ferrocarril central tiene, cuya estación se encuentra en Yauli a 12 kilómetros del área.

Figura 1

Plano de ubicación Mina San Cristóbal.





Nota: Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

1.2. CLIMA:

En esta zona es frío y seco ya que se encuentra dentro de la región geográfica denominada Puna, la estación lluviosa es entre los meses de noviembre a marzo con precipitaciones sólidas como nevadas y granizadas, las temperaturas varían entre 15 °C y 0 °C; entre el día y la noche. La estación seca se da entre los meses de abril y octubre, es la etapa del año que soporta las menores temperaturas llegando hasta bajo 0 °C durante las primeras horas del día. (Zea, 2017)

1.3. FLORA Y FAUNA:

Está constituida principalmente por pastos naturales, estas gramíneas son utilizadas en el pastoreo de camélidos, ganado ovino y en menor cantidad ganado vacuno. Entre las especies más apreciadas por su mayor dominancia se tiene las agrupadas en los géneros: Festuca, Calamagrostis, Stipa ichu, Poa; entre otras. La fauna de la zona está constituida principalmente por camélidos americanos como la alpaca y la llama, ganado ovino y ganado vacuno en menor proporción. (Zea, 2017)

1.4. METEOROLOGIA:

La relación que tiene la altitud, temperatura y la matriz de variabilidad según los registros de la estación Pachachaca, tiene una temperatura media anual de 2.9 °C para la microcuenca Ayamachay y 3.8°C para la microcuenca Yauli. Según los datos de la estación de Marcapomacocha, la humedad relativa media anual es de 81.2%, siendo el mes de abril en donde se presentan los mayores valores con una media máxima de 93.0%.

1.5. RESPONSABILIDAD SOCIAL EMPRESARIAL

La empresa tiene responsabilidad social basada en el desarrollo sostenible de largo plazo, basada en la educación, salud, desarrollo económico, fomento del empleo local e infraestructura, según se describe en la Tabla 8. Se ha mejorado la eficiencia de los recursos de la Compañía, la empresa cuenta con convenios con 33 comunidades campesinas y 49 acuerdos formales vigentes.

Figura 2

Responsabilidad social - Mina San Cristóbal.

Educación	Salud	Desarrollo sostenible	Obras por impuestos
La Compañía realiza diversas actividades en distintos niveles educativos a través de alianzas con Enseña Perú y el Servicio Nacional de Adiestramiento en Trabajo Industrial (SENATI).	En conjunto con su aliado estratégico en salud, la ONG Prisma, la Compañía ha diseñado un proyecto corporativo para identificar las principales enfermedades encontradas en cada comunidad y monitorear su evolución en el tiempo.	Volcan y la ONG Prisma han diseñado un programa para desarrollar negocios sostenibles. Desarrollándose campañas agropecuarias y ganaderas, con la finalidad de mejorar la cadena productiva de las comunidades.	Volcan participa y es pionero del programa gubernamental Obras por Impuestos, donde todos los proyectos desarrollados bajo este programa buscan mejorar la calidad de vida de comunidades vecinas desarrollando infraestructura y servicios básicos.

Nota: Volcan Compañía Minera S.A.A

1.6. OBJETIVOS DEL INFORME TECNICO

1.6.1 Objetivo General

- Optimizar y controlar la voladura en bancos usando tubos concéntricos en el carguío de tajos de taladros largos U.E. San Cristóbal -Volcan.

1.6.2 Objetivos Específicos

- Reducir el número de cartuchos en la voladura de bancos usando tubos concéntricos en el carguío de tajos de taladros largos.
- Reducir los costos de voladura de bancos usando tubos concéntricos en el carguío de tajos de taladros largos.
- Controlar la voladura en los tajos con el uso de tubos concéntricos en el carguío de tajos de taladros largos. Mediante el factor de seguridad de seguridad (F:S:) geomecánica.

1.7. JUSTIFICACIÓN

La unidad minera debe cumplir con la extracción de mineral económicamente rentable para lo cual es importante mantener la estabilidad del macizo rocoso concerniente a la caja techo y disminuir la dilución del mineral al realizar la explotación de tajos de taladros largos, para lo cual se usará tubos concéntricos en el carguío de los taladros en los tajos optimizando y controlando la voladura de tajos. El cual nos generará un mayor control de voladura, por ende, en control de estabilidad de caja techo y disminución de la dilución del mineral en nuestras operaciones.

1.8. GEOLOGÍA:

1.8.1. Geología Local

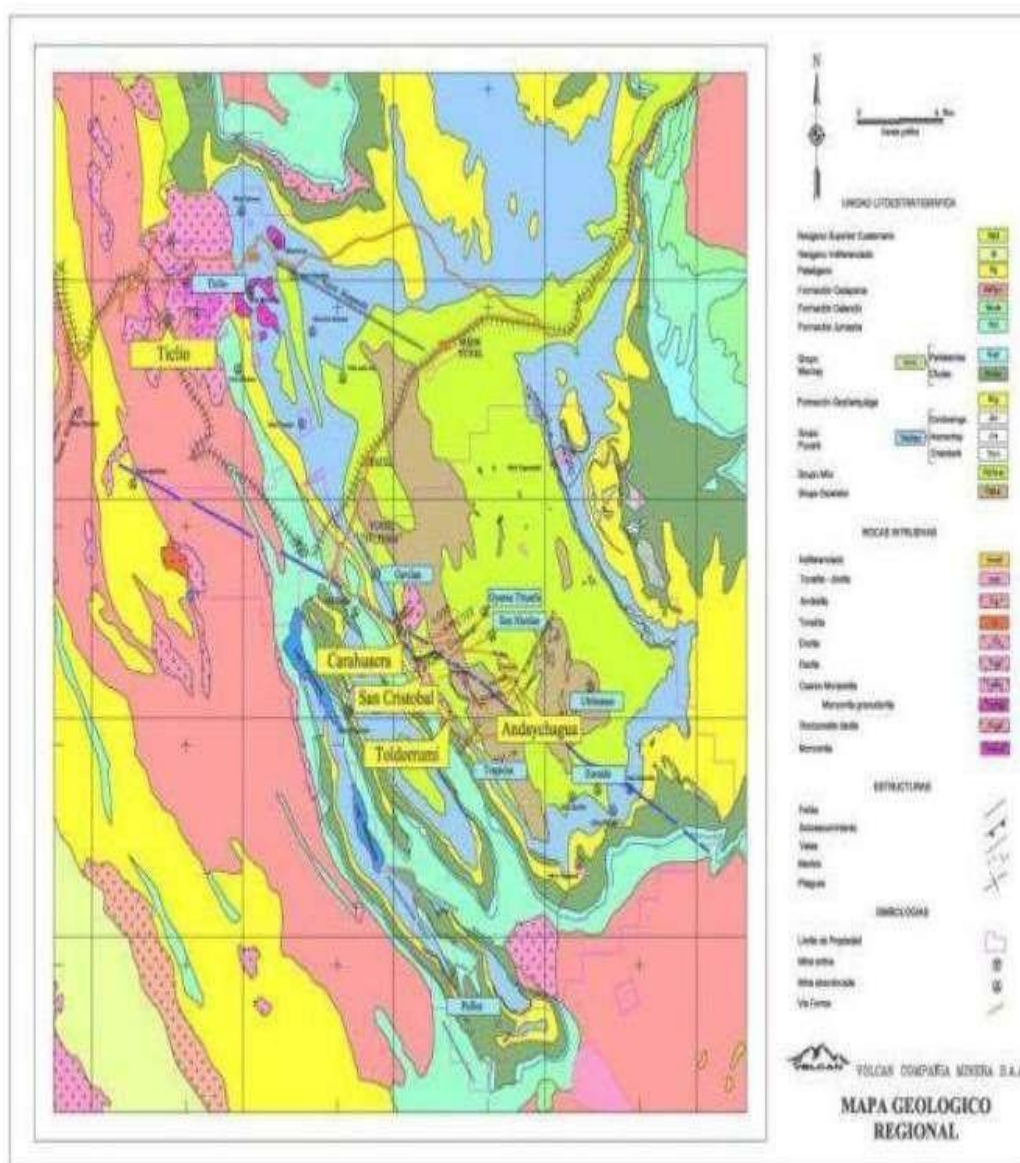
El domo de Yauli consiste en una "ventana estructural" Ubicada en plena Cordillera de los Andes, donde se desarrollan operaciones polimetálicas de alta importancia como la de Volcán. Las minas Marococha y San Cristóbal en Yauli son consideradas de clase mundial debido a la mineralogía con la que cuentan. Los sistemas epitermales polimetálicos, los sistemas de vetas polimetálicas y los cuerpos de corte, así como la mineralización asociada con pórfido y skarn, indican que el área tiene un gran potencial

1.8.2. Geología Regional

El área minera de San Cristóbal se ubica en la parte suroeste de la extensa estructura local que incluye las localidades de San Cristóbal y Marococha, conocida como el Complejo de Casas Yauli (Figura 3), que representa los estratos Paleozoico Mesozoico en la faja intra-cordillera. El Paleozoico tiene dos capas: el Grupo Excelsior en la capa inferior, este se encuentra aflorando por el anticlinal de Chumpe en el oeste del domo y en el anticlinal de Ultimátum en el Este; y el Grupo Mitu en la capa superior, aflora en la mayor parte del domo. El área se encuentra compuesta por formaciones mesozoicas: entre ellas se hallan: grupo Goyllarisquizga, grupo Pucará, grupo Machay y formación Jumasha. Las capas extrusivas y los cuerpos intrusivos testifican la actividad ígnea en la zona (Unidad Económica Administrativa (UEA) Carahuacra, 2017).

Figura 3

Plano de ubicación Geología Regional



Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

1.8.3. Estratigrafía

El área minera muestra rocas sedimentarias y volcánicas característica del periodo del Devónico hasta el Cuaternario. Las rocas se hallan plegadas fuertemente para la formación de una variedad de estructuras, la más prominente de las cuales es el anticlinal de Chumpe, cuyo eje es paralelo a la estructura general de los Andes. En la U.E. San Cristóbal, los estratos van desde el

Paleozoico hasta el Cretácico Superior. Estos son los grupos por los que se encuentra formado la estratigrafía de la Mina San Cristóbal (Bateman, 1957):

1.8.3.1 Grupo Excélsior (silúrico – devónico).

Se sabe que las rocas más antiguas son la del grupo Excélsior, la misma que es el núcleo del Anticlinal Chumpe. No se sabe cuál es la potencia total de este grupo; no obstante, J.V. Harrison (1943) indicó que la potencia es de 1800 metros, con equivalencia en los alrededores de Tarma. Estos grupos se caracteriza por la predominación de las filitas (lutitas metamorfoseadas), se evidencia la presencia de calcáreos marmolizados con fósiles, presencia de intercalaciones de vulcanitas verdes y blancas, cuarcitas, cuya formación viene acompañada de esquistosidad sub paralela a los planos axiales de los pliegues. Este grupo puede ser reconocido fácilmente en su mineralización, ya que presenta grandes cantidades de filones, la cual fue analizada por H.W. Kobe, quien desarrolló la categorización de dos tipos; uno de ellos como el manto en la mina Ultimátum de Fe, Zn, Pb, Ag; y el otro como el estrato-ligada ubicada en el anticlinal Ultimátum, de Ni, Co, As (Sb), Fe, S (Bateman, 1957).

1.8.3.2 Grupo Mitú (pérmico).

Sobre las rocas del Excélsior de manera discordante nacen se sitúan un conjunto de volcánicos, las cuales se originaron debido al desbordamientos andesíticos, aglomerados, dacíticos, brechas, y tufos, propiciando el desarrollo de volcánicos Catalina, mientras que para el NE se evidencia un conjunto de vulcano-sedimentaria areniscas y

conglomerados. Refiriendo a la mineralización, es bastante conocida a lo largo del Domo de Yauli, cuyas características hace referencia de la presencia de filones y diseminada. La potencia del grupo Mitu es ampliamente variada al oeste presenta una potencia volcánica Catalina de 800 metros. Se considera que la edad del grupo Mitu fue Carbonífero y dirigida hacia el pérmico (Mc Laughlin 1940) (Bateman, 1957).

1.8.3.3 Grupo Pucara (triásico superior-liásico).

Se encuentra compuesto por el conjunto de facies calcáreas, la cual se halla en la discordancia del Grupo Mitu; comprende tres capas: Chambará, Aramachay y Condorsinga (en esta zona sólo están presentes el alto Aramachay y Condorsinga), la mineralización económica está estrechamente relacionada. La mineralización de este grupo es bien conocida en la región central del Perú; en esta región, el manto en la cima de Aramachay y en la base de Condorsinga varía en espesor desde unos pocos centímetros a unos pocos metros; La mineralogía está dominada por la esfalerita, la hematita y los minerales de plata. Se compone de carbonatos como el mineral de hierro y la rodocrosita. Enseguida, se caracteriza de manera estratigráfica de ese grupo que fue analizada por la ciencia geológica, entre ellos: Harrison (1949), Szekely y Grosse (1972), F.Mégard (1978) (Bateman, 1957).

- Formación Chambará (triásico superior)
- Formación Aramachay (liásico: hetangiano- sinemuriano)
- Formación Condorsinga (liásico toarciense)

1.8.3.4 Grupo Goyllarisquizga (cretácico inferior).

“Existe una discordancia paralela entre el grupo Pucará yace y el grupo Goyllarisquizga, al cual fue depositada sobre dos fases continuas. La composición de la primera fase estuvo estructurada por granulometría fina y muy fina, cuya facies de llanura aluvial se caracterizó por ser de pelitas rojas y pocas intercalaciones areniscas de facies de desbordamiento”. “Estas fueron ubicadas en áreas geográficas y climáticas semiáridas, caracterización que se evidencia en la alta oxidación de las pelitas. Respecto a la segunda fase, esta se caracteriza por cambiar drásticamente con las caracterizaciones de la primera fase, cuyo depósito se caracterizó en presentar areniscas medianas hasta muy gruesas, cuyos niveles de conglomeráticos evidenciaron la presencia de trocos de árboles, que en la actualidad están silicificados; por otro lado, el sills de basalto se halla geográficamente en contextos húmedos”. En San Cristóbal, la potencia estimada es de 100 metros. Se atribuye que el grupo Goyllarisquizga pertenece al Cretácico inferior -Valanginiano-Aptiano (Braja, 1994).

1.8.3.5. Grupo Machay (cretácico medio)

- Formación Chúlec
- Formación Pariatambo
- Formación Jumasha

1.9. INTRUSIVOS

San Cristóbal, se caracteriza por presentar (02) tipos de intrusivos: siendo los ácidos y básicos (Mina San Cristóbal, 2016).

1.9.1. Intrusivos Ácidos.

Los intrusivos ácidos también se encuentran en la región, generalmente con presencia de monzonita cuarcífera, diorita cuarcífera y diques de alaskita ubicadas al margen de la zona axial del anticlinal de Chumpe. entre los stocks más importantes están los del intrusivo Carahuacra y el intrusivo Chumpe; el primero comprende 1.5 km de largo por 1.0 km de ancho, y aflora en el noroeste de San Cristóbal, contactándose con los volcánicos Catalina y las filitas del grupo Excélsior; mientras tano el pico más alto de San Cristóbal está formado por el intrusivo Chumpe la cual se encuentra emplaza en el margen de la zona axial del anticlinal con el mismo nombre. Los diques alaskita comprende un conjunto de diques paralelos irregulares, con buzamientos verticales, se encuentran intruyendo filitas del grupo Excélsior al margen del área del axial del anticlinal de Chumpe; estos se relacionan en la profundidad; petrográficamente vienen a ser granitos porfiríticos (Mina San Cristóbal, 2016)..

1.9.2. Intrusivos Básicos.

Los intrusivos básicos se hallan en el área de Andachagua y cerca de la intrusión de Carahuacra; El área de Carahuacra es un dique de diabasa casi perpendicular al eje del anticlinal; En Andachagua del volcán Catalina, existe una intrusión elíptica en forma de gablo "tubo", sus dimensiones son de 70 x 250 metros. Además, es imprescindible mencionar que los diques de basalto que cruzan la formación, muy probablemente extrusiones/intrusiones de varias edades, pueden ser la fuente de granos de piedra en Pucar, Goyllar y Machay (Mina San Cristóbal, 2016)..

1.10. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

En el Domo de Yauli se evidencia la sobreposición tectónica de una intensidad mayor y edad más alta, la cual afectó los sedimentos paleozoicos que forman la parte central del anticlinal; otras estructuras de edad intermedia y menor intensidad afectaron las rocas pérmicas y triásicas-jurásicas; mientras que las tectónicas más fuertes y recientes afectan a las rocas del Cretácico e incluso a la litología precretácica. (Mina San Cristóbal,, 2015).

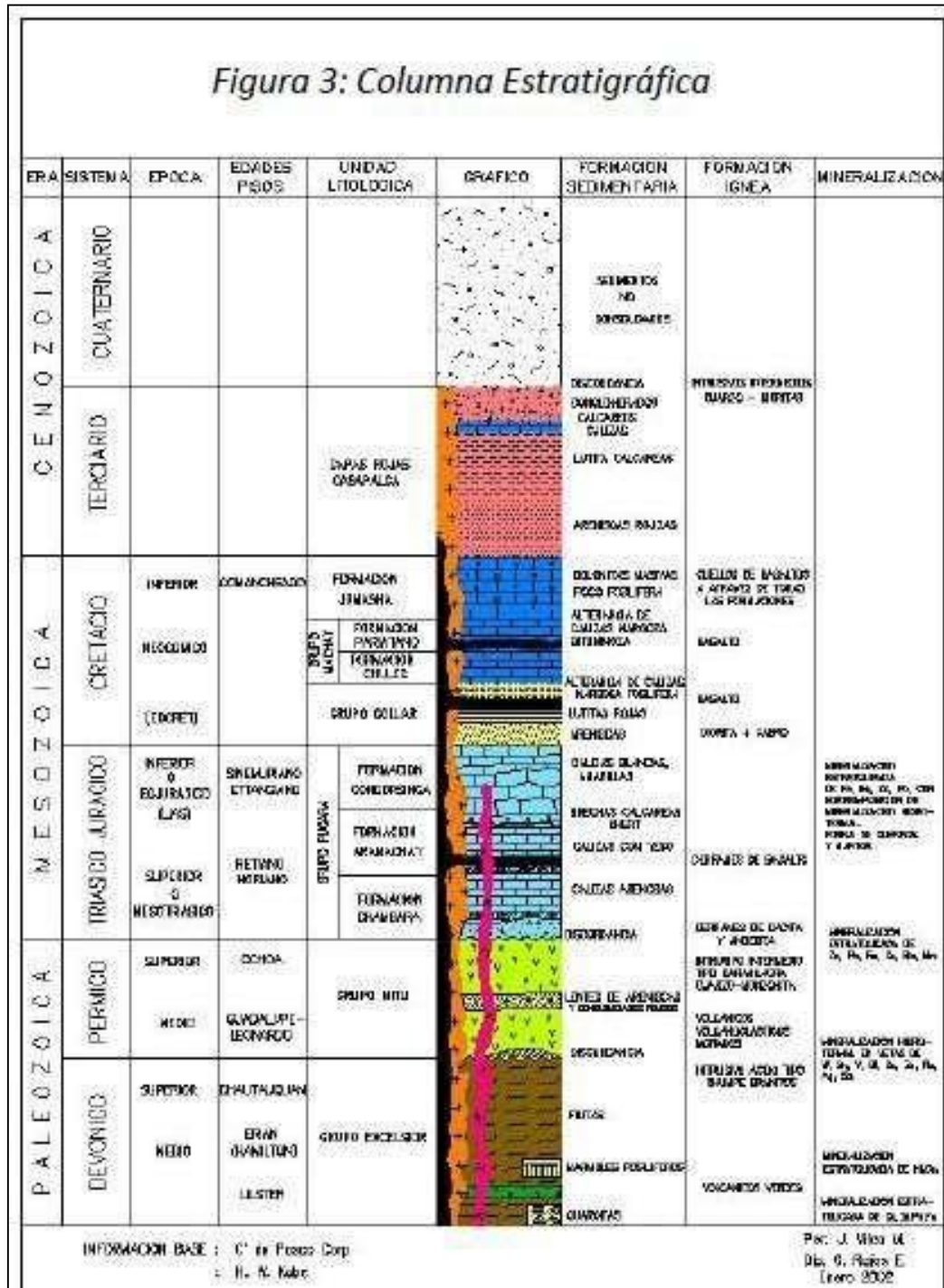
1.10.1. Domo de Yauli

La estructura geológica imperante de esta área yace sobre domo de Yauli, el nombre del anti clinal, no tiene nada que ver con la altura topográfica, sino más bien con las consideraciones estratigráficas. Para este escenario, el domo de Yauli está expuesto a rocas paleozoicas (Mina San Cristóbal,, 2015).

La estructura regional comprende todo el domo de Yauli, que inicia en el Valle de SuitucanCHA y culmina Ticlio; se caracteriza por tener una cúpula rectangular alargada de 30 km de largo y 15 km de ancho; su rumbo general mesoandino es N35°W, y sus flancos orientales buzcan entre 30° y 40°, y de 60° a 80° en su flanco occidental; se comprende por varios anticlinales y sinclinales, entre los más resaltantes son Chumpe y Yauli (Ultimátum (Mina San Cristóbal,, 2015).

Figura 4

Columna estratigráfica



Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

1.11. PLEGAMIENTO

Entre la estructura regional del Domo de Yauli se sitúa la unidad Unidad Minera San Cristóbal, exactamente se halla en el flanco occidental, la cual se encuentra extendida en 35 kilómetros aproximadamente, la misma que va desde San Cristóbal hasta Morococha. La estructura tiene un rumbo promedio de N 40° O; caracterizándose por ser asimétrico, el flanco este de ésta varía entre los 30° y 40° mientras que el flanco del lado oeste es de 60° y 80°; su formación se basa en los anticlinales y sinclinales, entre las más importantes e tiene a los anticlinales de Yauli (Ultimátum) y el de Chumpe; la variación de los ejes es de N 35° y 40° O. El anticlinal Chumpe se ubica al extremo del oeste, mientras que el buzamiento es de 55° al SO en el flanco occidente, y el buzamiento oriental es de 30° al NE; la formación del núcleo del anticlinal está conformado por rocas del conjunto Excelsior; mientras que el flanco del occidente se encuentra estructuradas por las areniscas Goyllarisquizga y las calizas Pucará; respecto al flanco oriental, existen presencia de rocas del grupo Mitu y del grupo Pucará (Mina San Cristóbal,, 2015). La unidad minera es referida como el extremo suroeste del Domo de Yauli, en donde se originó la mayor acción de plegamiento; en la región se identificaron dos periodos tectónicos. El primer periodo identificado fue el Pérmico inferior, cuya denominación académica es la Tectónica Tardihercinica, la cual originó una alto plegamiento de las filitas Excelsior; respecto al segundo periodo identificado es la Tectónica Andina, cuyo plegamiento denota las rocas mesozoicas, este inició al término del Cretácico y se siguió desarrollando a inicios y mediados del Terciario, en la Cordillera de los Andes se compusieron 3 fases de plegamiento; a fines del Cretácico el “Peruano”, y previamente de la deposición de las capas rojas; a principios de Terciario “Incaico”, el período más intenso seguido de un período de actividad ígnea; especialmente “Quechua” en pleno Terciario (Mina San

Cristóbal, 2016). Toda esta secuencia de eventos condujo al plegamiento de rocas volcánicas y sedimentarias que condujeron a la formación del Domo de Yauli, donde la dirección de la fuerza de compresión es de suroeste a noreste y viceversa (EXSA, 2004).

1.12. LINEAMIENTO

Se observan dos líneas principales de 120° reconocidas por interpretación satelital en el Domo de Yauli; estos son los lineamientos de Suitucancha y Chumpe, se comportaron como corredores tectónicos premineralizados, generando fallas de tensión de 70° NE y explotadas por los fluidos mineralizantes que las llenaron (Mina San Cristobal, 2018).

1.13. FRACTURAMIENTO

“Las fisuras en la U. E. de San Cristóbal son probablemente el resultado de las fuerzas intrusivas y compresivas que condujeron a la formación del Domo de Yauri.

El fracturamiento en la U.E Mina San Cristóbal, parece ser el resultado de las fuerzas compresivas e intrusivas que dieron lugar a la formación del Domo de Yauli. Posiblemente al final del Cretácico, en el pliegue “Peruano”, las presiones NE-SO comenzaron a formar el anticlinal Chumpe a medida que la presión aumentaba en fuerza durante el pliegue “Inca”, la capa inferior de piedra caliza se deslizó hacia abajo sobre la roca volcánica subyacente, como resultado se repiten las fallas de cabalgamiento con plegamiento por fluencia (Las fallas inversas y los sobre escurrimientos que se encuentran en las calizas del Grupo Pucará al oeste de San Cristóbal que pueden pertenecer a este sistema, Szekely 1967). Las fracturas longitudinales paralelas al eje anticlinal de Chumpe se formaron cuando la fuerza de tracción canceló temporalmente la fuerza de compresión, posteriormente se rellenó con

diques alaskitas que se dan en el centro de estos anticlinales. A medida que continuaba la fuerza de compresión, se formó una fractura de corte E – O; en la transición a la filita, se formaron vetas importantes como la de Veta Prosperidad, la Veta San Cristóbal y la Veta Virginia. A medida que evolucionó el pliegue 'Quechua', influencia en el anticlinal de Chumpe evolucionó debido a la compresión y la invasión de capas de monzonita de cuarzo, fomentaron el desarrollo de levantamiento del anticlinal y arqueamiento, lo que resultó en fracturas por estrés como: facturas de tensión Catalina, Ferramina, Virginia, facturas de tensión en Ferramina, facturas de tensión en San Cristóbal, facturas de tensión en Polonia, en la zona de los volcánicos” (Mina San Cristobal, 2018).

1.14. GEOLOGÍA ECONOMICA U OCURRENCIA DE LA MINERALIZACIÓN

Debido a la complejidad geológica de la región, se han formado una variedad de sedimentos y están ampliamente distribuidos. A finales de la fase "Quechua" formándose las fracturas de tensión, inició la etapa de la mineralización: las cuales son el producto de las reservas de monzonita de cuarcífera, las mimas que yacen en el área y propiciaron el desarrollo de vetas, manto y cuerpos; no obstante, es menester aclarar que en los últimos años se evidenció la necesidad creciente de explicar el origen del manto y de objetos que ambiguamente se llenan y/o sustituyen por soluciones hidrotermales a través de alimentadores (Howard & Mutmansky, 2002). El estudio del investigador el Dr. Robert Moritz (1999) evidenció en sus resultados a través de las pruebas de isotopos de Pb denotó que el Plomo de las vetas y cuerpos son coetáneos, las cuales tienen una misma fuente de origen, estipulando que la mineralización es epigenética (Mina San Cristóbal, 2016).

1.15. RESERVAS MINERALES

1.15.1 Metodología de Estimación de Reservas.

El objetivo principal de la estimación de las reservas minerales es determinar que porción del recurso medido e indicado será transformado en reserva probada y probable como parte del proceso de declaración de reservas minerales. Para ello se debe utilizar una metodología detallada que considere todos los factores y parámetros necesarios que hagan de ella un proceso auditable y certificable (Hustrulid & Hustrulid, 2001).

El proceso de estimación de reservas minerales se inicia con la determinación de los métodos de minado a utilizarse en las estructuras mineralizadas de acuerdo a las condiciones estructurales y geomecánicas que nos permitan realizar una explotación segura, de bajo costo y que cumpla con los requerimientos de producción establecidos. Este proceso entregará una grilla de tajos en la que se encontrarán definidos a detalle cuáles son los tipos de labores existentes en el método elegido para poder realizar una asignación de diluciones diferenciadas que permitan representar con mayor precisión el proceso de contaminación que se da durante la explotación del mineral, con el desmonte adyacente (Llanque et al., 1999).

Los precios de los metales son estimados en escenarios de largo plazo y conjuntamente con los términos comerciales de la venta de concentrados y las recuperaciones metalúrgicas históricas de los metales en las plantas de tratamiento, nos sirven para realizar el cálculo de los factores NSR (Net Smelter Return).

Estos factores NSR, multiplicados con las leyes diluidas, nos darán un valor de NSR Revenue por celda. Luego de ello, se realiza un análisis económico

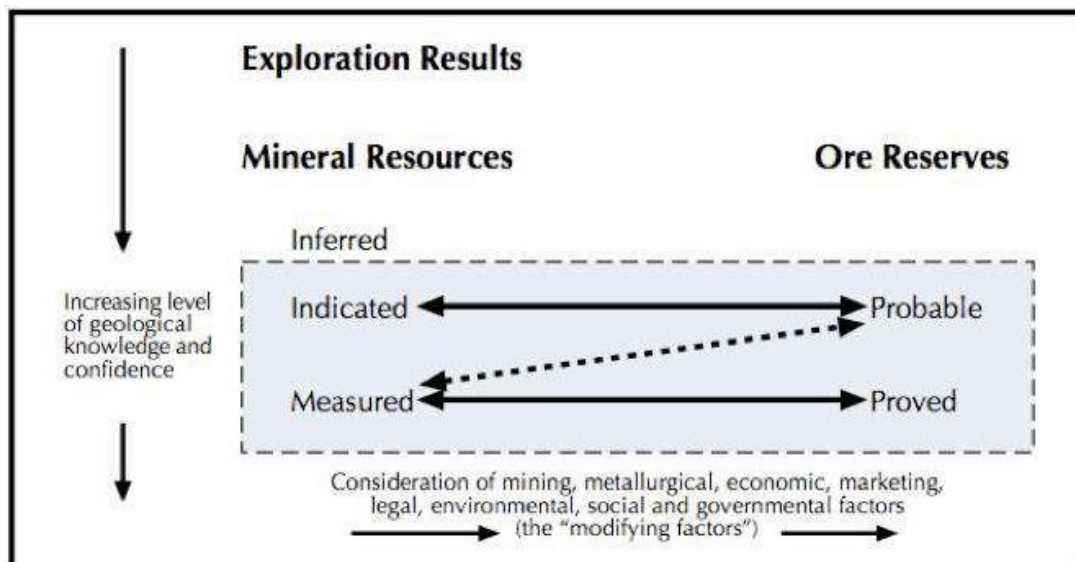
considerando los tajos operativos previamente diseñados. Estos tajos son analizados como una sola unidad y dependiendo de si el diferencial entre el NSR Revenue ponderado del tajo y el NSR Cut off genera un margen económico positivo, este material es considerado como una reserva mineral, probada o probable, dependiendo del grado de certeza geológica que haya tenido durante el proceso de estimación de recursos minerales (Unidad Económica Administrativa (UEA) Carahuacra, 2017).

1.15.2 Parámetros Modificadores

El factor de modificación es empleado para convertir los recursos en reservas. Estos factores cumplen con los estándares internacionales para la declaración de reservas (por ejemplo, códigos JORC o NI-43101) (Unidad Económica Administrativa (UEA) Carahuacra, 2017) y son indicados en la *Figura 4*.

Figura 5

Estándar Internacional Código JORC



Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Para la estimación de reservas se aplican los parámetros modificadores técnicos, los cuales con los siguientes:

- Los métodos de minería respeto al minado
- Minería de los Factores de dilución.
- Minería de los factores de recuperación.
- Parámetros económicos como los precios de los metales
- Indicadores de marketing como los términos comerciales
- Parámetros metalúrgicos como la recuperación metalúrgica
- Parámetros económicos como los factores NSR
- Parámetros económicos como los NSR Revenue
- Parámetros económicos como los NSR Cut off
- Parámetros mineros como la inaccesibilidad (Unidad Económica Administrativa (UEA) Carahuacra, 2017).

1.15.3 Factores aplicados en Mina San Cristóbal

Los factores aplicados en la mina San Cristóbal son resumidos en la siguiente:

Figura 6

Factores Aplicados en Mina San Cristóbal

Factores modificadores	Valor	Detalle
Método de minado	OCF, SLS	OCF = Corte y relleno ascendente - Breasting SLS = Tajeo por subniveles - AVOCA
Dilución	31.00%	Promedio - ELOS + Dilución geométrica.
Recuperación	97.00%	Promedio - No considera los puentes, pilares e inaccesibles.
Precios	Zn: 2200 US\$/t, Pb: 2000 US\$/t, Cu: 6500 US\$/t, Ag: 18 US\$/oz	Precios de largo plazo.
Términos comerciales	Variables de acuerdo al tipo de concentrado	Pagables, maquilas y deducciones por la venta de concentrados.
Recuperación metalúrgica	Con Zn: 94.79% Zn, 41.05% Ag - Con Pb: 78.44% Pb, 21.00% Ag - Con Cu: 14.58% Cu, 15.29% Ag.	Recuperación obtenida de cada elemento metálico en cada tipo de concentrado.
Factores NSR	Zn: 13.36 US\$/t/1%, Pb: 14.09 US\$/t/1%, Cu: 30.61 US\$/t/1%, Ag: 10.44 US\$/t/1oz	Valores de beneficio por unidad de ley de cada metal producido.
NSR Revenue	Variables de acuerdo a las leyes diluidas	Valor de beneficio por una tonelada de mineral.
NSR Cut off	OCF 71.95 US\$/t, SLS 66.85 US\$/t	Costos totales de la operación.

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

1.15.4. Inventario de Reservas.

Los Recursos Medidos e Indicados reportados a partir de diciembre 2018 incluyen aquellos recursos modificados para generar las Reservas. Anteriormente, hasta diciembre 2017, los Recursos reportados no incluían los recursos que daban origen a las reservas.

La estimación de las reservas y los recursos minerales son determinados a través de las normas y códigos internacionales estipulados por el “Joint Ore Reserves Committee” (JORC) – “Australasian Institute of Mining and Metallurgy” (AusIMM), “Australian Institute of Geoscientists and Minerals Council of Australia” (Unidad Económica Administrativa (UEA) Carahuacra, 2017).

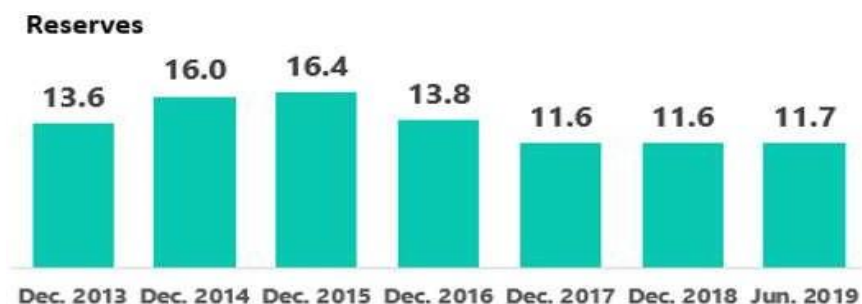
Tabla 1

Reservas de mineral Mina San Cristóbal – a junio del 2019

RESERVAS						
	SAN CRISTOBAL	TN	%Zn	%Pb	% Cu	Oz Ag
	PROBADO	3973502	5.2%	0.9%	0.2%	3.9
RESERVAS	PROBABLE	7745745	5.3%	1.0%	0.2%	4.3
	JUNIO 2019A	11719247	5.3%	1.0%	0.2%	4.1
	DICIEMBRE 2018A	11649103	5.2%	0.8%	0.1%	3.2
	DICIEMBRE 2017A	11624336	6.4%	1.0%	0.2%	4.2

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Figura 7



Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Reservas basadas en:

- Precios: Plomo 2006 \$/t, Zinc 2406 \$/t, Cobre 6500 \$/t, Plata 16.3 \$/oz
- Cut off: over cut and fill 79.00 \$/t, Sublevel Stopping 68.00 \$/t

Tabla 2

Balance Reservas.

AÑO	TONELAJE	ZN	PB	CU	AG	VPT
Jun-19	11719247	5.27	0.99	0.23	4.14	135.60
Dic-19	838861	6.20	0.82	0.30	4.34	151.10
Dic-20	1184132	5.55	0.98	0.30	3.95	140.10
Dic-21	976608	5.99	1.24	0.14	4.35	148.65
Dic-22	967925	5.22	1.04	0.19	4.29	135.57
Remanente de Reserva	7751721	5.04	0.97	0.23	4.10	131.60
Inferido 23	370380	4.17	1.06	0.16	3.90	115.76
Inferido 24	446495	4.08	0.77	0.21	3.01	104.37

Nota. Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Figura 8*Reservas de mineral Mina San Cristóbal por Vetas – a Julio del 2019.*

Veta	Classificatio	Tonelada Reporte	ZN_	PB_	CU_	AG_	VPT_	DIL_EXTR	DIL_TOT_
C119	Probado	29,719.30	3.79	0.51	0.04	1.84	80.37	1%	4%
	Probable	18,529.56	4.28	0.95	0.05	2.06	95.77	1%	2%
Total C119		48,248.86	3.98	0.68	0.04	1.93	86.28	1%	4%
C423	Probado	65,130.50	6.50	0.23	0.09	0.60	106.78	3%	4%
	Probable	197,910.82	6.88	0.46	0.05	0.85	116.38	3%	8%
Total C423		263,041.31	6.78	0.40	0.06	0.79	114.00	3%	7%
C423T	Probado	1,698.92	3.41	0.36	0.03	0.81	63.14	0%	0%
	Probable	53,086.60	4.72	0.43	0.04	0.64	82.10	2%	5%
Total C423T		54,785.52	4.68	0.43	0.03	0.65	81.51	2%	5%
C658	Probado	93,577.67	5.93	0.58	0.04	3.18	124.68	13%	12%
	Probable	1,865.29	3.22	0.50	0.03	1.64	69.75	5%	3%
Total C658		95,442.97	5.87	0.58	0.04	3.15	123.61	13%	12%
CGA	Probado	189,440.50	6.69	1.12	0.04	1.20	125.29	2%	5%
	Probable	28,358.53	6.73	0.83	0.03	1.01	120.14	3%	9%
Total CGA		217,799.03	6.69	1.08	0.04	1.18	124.62	2%	6%
CLI	Probado	62,216.73	3.53	1.18	0.02	3.89	103.54	2%	8%
	Probable	197,607.94	5.70	1.57	0.02	5.95	159.06	4%	12%
Total CLI		259,824.67	5.18	1.48	0.02	5.45	145.77	3%	11%
M5	Probado	52,837.11	3.89	1.33	0.02	4.88	119.74	6%	9%
	Probable	86,738.88	2.63	0.85	0.02	5.98	104.65	5%	8%
Total M5		139,575.99	3.11	1.03	0.02	5.57	110.36	5%	9%
M6	Probado	3,060.54	2.27	1.19	0.01	2.53	72.45	5%	5%
	Probable	42,336.95	6.18	1.70	0.04	4.19	152.71	7%	18%
Total M6		45,397.49	5.92	1.67	0.04	4.08	147.30	7%	17%
M7	Probado	29,995.98	2.32	0.96	0.01	8.37	122.79	7%	20%
Total M7		29,995.98	2.32	0.96	0.01	8.37	122.79	7%	20%
MA	Probado	52,358.94	5.19	1.52	0.02	5.06	142.84	2%	7%
	Probable	54,459.37	3.89	1.51	0.02	5.55	127.93	1%	8%
Total MA		106,818.31	4.52	1.52	0.02	5.31	135.24	2%	7%
V133	Probado	-	-	-	-	-	-	0%	0%
	Probable	54,321.69	2.79	0.96	0.01	3.32	83.95	9%	32%
Total V133		54,321.69	2.79	0.96	0.01	3.32	83.95	9%	32%
V658	Probado	608,254.17	5.28	1.13	0.09	4.62	137.23	18%	23%
	Probable	2,127,524.96	5.81	1.29	0.12	4.81	149.81	17%	20%
Total V658		2,735,779.14	5.69	1.25	0.11	4.76	147.01	18%	21%
V722	Probado	910,091.50	3.74	0.62	0.49	3.71	112.86	20%	22%
	Probable	1,412,002.23	3.88	0.57	0.58	3.36	113.81	18%	21%
Total V722		2,322,093.74	3.82	0.59	0.54	3.50	113.44	18%	21%
V722LS	Probado	9,672.78	8.93	4.11	0.92	9.01	297.70	9%	11%
	Probable	63,312.93	6.39	1.71	0.60	5.70	187.85	19%	26%
Total V722LS		72,985.71	6.72	2.03	0.64	6.14	202.40	17%	24%
V755	Probado	45,678.92	2.72	0.68	0.02	3.85	84.47	5%	15%
	Probable	163,225.32	3.85	0.92	0.02	4.58	110.88	9%	18%
Total V755		208,904.24	3.60	0.87	0.02	4.42	105.11	8%	17%
VESP	Probado	23,825.80	5.87	0.68	0.03	5.41	145.23	5%	14%
	Probable	18,710.69	5.27	0.62	0.03	4.51	127.28	4%	12%
Total VESP		42,536.49	5.61	0.65	0.03	5.02	137.33	4%	13%
VK	Probado	83,058.66	3.10	1.66	0.03	8.98	149.64	5%	19%
	Probable	321,496.47	3.19	0.94	0.02	8.58	137.38	6%	17%
Total VK		404,555.13	3.17	1.09	0.02	8.67	139.90	5%	18%
VLOLA	Probado	52,367.75	5.77	0.83	0.03	1.80	113.09	20%	28%
	Probable	63,067.75	4.45	1.16	0.02	2.20	101.48	20%	23%
Total VLOLA		115,435.50	5.05	1.01	0.03	2.02	106.75	20%	25%
VMAR	Probado	27,214.71	4.88	0.80	0.04	2.34	104.84	5%	10%
	Probable	44,329.90	4.45	0.70	0.03	1.92	93.11	5%	11%
Total VMAR		71,544.61	4.61	0.74	0.03	2.08	97.57	5%	11%
VOLD	Probado	7,393.07	6.71	2.85	0.02	4.71	180.04	8%	30%
	Probable	23,332.84	6.05	2.22	0.02	4.36	158.68	8%	33%
Total VOLD		30,725.90	6.21	2.37	0.02	4.44	163.82	8%	33%
VOLV	Probado	5,556.19	2.53	0.99	0.01	1.75	66.59	0%	0%
	Probable	17,173.79	2.60	1.01	0.01	1.71	67.52	0%	0%
Total VOLV		22,729.98	2.59	1.01	0.01	1.72	67.29	0%	0%

“OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA APLICANDO TUBOS CONCÉNTRICOS EN TAJOS DE TALADROS LARGOS” CIA VOLCÁN – MINA SAN CRISTÓBAL - YAULI JUNÍN”

VR722A	Probado	254,260.60	7.78	1.38	0.47	6.75	208.83	6%	36%
Total VR722A		254,260.60	7.78	1.38	0.47	6.75	208.83	6%	
VR722B	Probado	16,729.02	4.99	0.50	0.80	2.49	128.81	4%	
	Probable	12,646.57	5.69	0.63	0.96	3.35	153.73	5%	
Total VR722B		29,375.59	5.29	0.55	0.87	2.86	139.53	5%	
VRA	Probado	1,646.66	3.28	0.45	0.12	1.48	71.48		
	Probable	10,669.99	4.14	0.70	0.03	1.94	88.63		
Total VRA		12,316.65	4.02	0.67	0.04	1.88	86.33		
VRB	Probado	780.56	1.94	0.88	0.01	2.09	59.67		
Total VRB		780.56	1.94	0.88	0.01	2.09	59.6		
VRP658	Probado	107,042.40	6.65	0.51	0.03	1.65	12		
	Probable	50,618.69	7.59	2.94	0.03	3.07			
Total VRP658		157,661.09	6.95	1.29	0.03	2.10			
VRP722	Probado	243,570.87	6.33	1.23	0.37	6.18			
	Probable	415,702.45	5.25	1.05	0.31				
Total VRP722		659,273.32	5.65	1.12	0.33				
VSC	Probado	114,271.30	4.65	0.45	0.12				
	Probable	225,201.52	4.73	0.73	0.47				
Total VSC		339,472.82	4.71	0.64	0				
VSIB	Probado	31,448.97	2.05	0.22					
	Probable	59,632.82	1.66	0.25					
Total VSIB		91,081.78	1.80	0.24					
VSIB2	Probado	80,517.07	4.29	0.					
	Probable	166,736.70	4.32						
Total VSIB2		247,253.77	4.31						
VSP658	Probado	819,292.49	6.79						
	Probable	1,141,161.22	6.3						
Total VSP658		1,960,453.71							
VTANG	Probado	54,239.50							
	Probable	34,802.06							
Total VTANG		89,041.56							
VTMAR	Probado	51,959							
Total VTMAR		51,							
VTMIL	Probado								
Total VTMIL									
VTSHE	Probado								
	Probable								
Total VTSHE									
VVAN	Probado								
	Pro								
Total VVAN									
VVEN									
Total									
T									

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Tabla 3*Cuadro Histórico de Evolución de Reservas.*

Año	TMS	%Zn	%Pb	%Cu	Oz/tAg
1995	6,156,380	7.27	1.09	0.41	3.39
1996	6,071,150	6.81	1.10	0.40	3.54
1997	5,057,550	7.55	1.26	0.43	4.00
1998	7,468,250	6.94	1.20	0.31	3.62
1999	7,534,630	6.91	1.14	0.46	3.56
2000	8,708,880	6.91	1.11	0.41	3.47
2001	8,946,600	7.68	1.11	0.30	3.63
2002	8,581,800	7.21	1.11	0.25	3.44
2003	7,838,900	8.03	1.47	0.19	3.87
2004	7,899,300	6.95	1.34	0.21	3.55
2005	8,001,400	7.45	1.27	0.16	3.40
2006	8,547,900	7.24	1.31	0.18	3.70
2007	8,966,600	7.28	1.25	0.17	4.25
2008	10,348,200	7.27	1.24	0.17	4.26
2009	14,450,700	6.79	1.09	0.15	4.14
2010	15,532,900	6.54	0.91	0.18	4.18
2011	16,104,000	6.43	1.00	0.17	4.04
2012	16,006,500	6.31	1.03	0.18	4.19
2013	13,558,882	6.2	0.89	0.18	3.81
2014	16,007,871	6.07	1.10	0.17	4.05
2015	16,231,680	5.65	1.00	0.18	3.98
2016	13,794,967	6.18	1.03	0.19	4.10
2017	12,382,734	6.21	1.03	0.22	4.03
2018	11,655,103	5.22	0.77	0.12	3.19

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología

CAPÍTULO II

2.1. EXPLOTACION MINERA U.E SAN CRISTOBAL

El desarrollo del estudio geomecánica del Minado Subterráneo de la U.E. San Cristóbal, tiene como finalidad el desarrollo de una investigación geomecánica de la masa rocosa del yacimiento San Cristóbal, cuyo fin es incrementar la eficiencia y seguridad acorde a los estándares del minado subterráneo.

Estas recomendaciones fueron utilizadas conjuntamente con las apreciaciones proporcionadas por el Área de Geomecánica de la U.E. Mina San Cristóbal de las condiciones actuales del macizo rocoso.

2.2. MAPEO GEOMECANICO

Se tomo como base el mapeo geomecánico aplicada a la masa rocosa, la cual fue evaluada en las excavaciones de las actividades mineras subterráneas, la cual sirvió para el registro de información geomecánica. Por cuanto esta fue la base para el

aprovechamiento de los datos hallados en el departamento de Geología de Mina San Cristóbal (Mina San Cristobal, 2018).

2.2.1 Aspectos Litológicos

Una caracterización litológica simplificada del yacimiento de San Cristóbal evidencia la existencia de volcánico y filita. veta Split 758 y Veta 722 están en la filita Excelsior en varias de las zonas se evidencia la alteración de silicificación. Se puede apreciar el contacto entre el Volcánico Mitu y las Calizas Pucará en el extremo Oeste de la Veta 658, incrustada entre ellas el Intrusivo San Cristóbal hacia el lado Sur de la Veta 658 (Mina San Cristobal, 2018)..

2.2.2 Distribución de Discontinuidades

Todos los datos de estructuras discontinuas registrados durante el proceso de mapeo geomecánico se interpretaron considerando las diferentes elevaciones de las diversas vetas y minas., en las Tabla 4, es decir en la Veta Split 658, Veta 658 y Veta 722. el siguiente cuadro 2 presenta el resumen de estos:

Tabla 4

Principales Sistemas de discontinuidades.

DESCRIPCIÓN	SISTEMA 1	SISTEMA 2	SISTEMA 3	SISTEMA 4
Veta Split 658	N46°W/56°SW 244°/56°	N63°E/73°NW 333°/73°	N63°E/77°SE 153°/77°	N17°W/58°NE 073°/58°
Veta 658	N53°W/57°SW 217°/57°	N65°E/76°NW 335°/76°	N65°E/77°SE 155°/77°	N27°E/65°SE 117°/65°
Veta 722	N52°W/54°SW 218°/54°	N69°E/75°NW 339°/75°	N64°E/79°SE 154°/79°	
Composito General	N48°W/55°SW 222°/55°	N67°E/76°NW 337°/76°	N63°E/78°SE 153°/78°	

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

- Existen 03 sistemas: El Sistema 01 tiene rumbo NW y buzamiento SW moderado. se halla transversal 658 y 658, con un corte de a manera diagonal en la veta 722.
- El rumbo del sistema 02 es el NE con alto buzamiento al NW, se encuentra asociado con la dirección de las Vetas Split 658 y 658.
- El sistema 3 presenta las mismas características del anterior sistema, pero el buzamiento es contrario al mismo, con buzamiento SE alto.
- El cuarto sistema con rumbos NEE NNE aparece con las Vetas Split 658 y 658, con buzamientos al SE en ambos casos moderados.

2.2.3 Aspectos Estructurales

A continuación, se presentan las características mayores y menores de estructurales de las discontinuidades.

2.2.3.1 Fallas

El espaciamiento de las fallas es muy variable, generalmente este es mayor de tres de metros con una estimación que va de centenas a metros. estas fallas se encuentran rellenas por elementos como, panizo, arcilla, pirita, elementos con óxidos, cuyo espesor varía hasta los 50cm. También se sabe que las aperturas se caracterizan por ser inferiores a los 5 mm. La caracterización de las superficies de las caras es lisa y mínimamente rugosa, pero existen otros con espejo de fallas, éstas últimas vienen a ser los conductos para el agua. Las fallas identificadas se relacionan directamente a las vetas mineralizadas (Mina San Cristobal, 2018)..

2.2.3.2 Diaclasas

La caracterización estructural es la siguiente: el espaciamiento varía entre los 6 a 20 cm y ciertamente hay caos en los que se evidencia inferiores a 6 cm, existen tramos donde el espaciamiento varía entre los 20 a 60 cm, con persistencia de 1 a 3 m y de 3 a 10 m con una variabilidad de apertura inferior a 1 mm, las paredes se caracterizan por ser rugosas y en algunos casos lisas, el relleno está hecho de arcilla y óxido, también se caracteriza por ser suave, la paredes de las discontinuidades presentan una variabilidad de alteradas moderadamente hasta llegar a sectores completamente sanos, finalmente es menester señalar que existe presencia de humedad (Mina San Cristobal, 2018).

2.3. CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA

De acuerdo a la geomecánica de la masa rocosa fue determinado a través del criterio de Bieniawski de 1989 (RMR – Rock Mass Rating o Valorización del Masa Rocosa).

El criterio de Bieniawski (1989) se muestra en la Tabla 5.

Tabla 5

Criterios para la clasificación de la masa rocosa

TIPO DE ROCA	RANGO RMR	RANGO Q	CALIDAD SEGÚN RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
III A	51 - 60	2.18 - 5.92	Regular A
III B	41 - 50	0.72 - 1.95	Regular B
IV A	31 - 40	0.24 - 0.64	Mala A
IV B	21 - 30	0.08 - 0.21	Mala B
V	< 21	< 0.08	Muy Mala

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

La mina San Cristóbal presenta una variada calidad de masas rocosas, en primer lugar, se evidencia la calidad Mala B – IV B hasta Regular A – III A como la evidencia la Tabla 5.

2.4. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA

Se tomaron tres puntos importantes para la zonificación geomecánica de la masa rocosa, se consideró los indicadores de calidad de masa rocosa, indicadores litológicos, indicadores geo estructurales. En base a la descripción de la masa rocosa, se identificó la zonificación respectiva bajo consideración de la estructura mineralizada en los niveles que presentaba la mina. Referido ello, en la Tabla 6 se evidencia la síntesis de la zonificación hallada de las secciones analizadas presente en este informe.

Tabla 6

Calidad de la masa rocosa por sectores

SECTOR	RANGO RMR	CALIDAD DE LA MASA ROCOSA
VETA SPLIT 658		
Caja piso alejada	45 - 55	IIIB y IIIA
Caja piso	28	IVB
Mineral	28 - 54	IVB, IVA, IIIB y IIIA
Caja Techo	25 - 43	IVB, IVA y IIIB
Caja techo alejada	35 - 58	IVA, IIIB y IIIA
VETA 658		
Caja piso alejada	45 - 56	IIIB y IIIA
Caja piso	32 - 50	IVA y IIIB
Mineral	31 - 45	IVA y IIIB
Caja Techo	28 - 54	IVB, IVA, IIIB y IIIA
Caja techo alejada	47 - 60	
VETA 722		
Caja piso alejada	47 - 60	IIIB y IIIA
Caja piso	38 - 60	IVA, IIIB y IIIA
Mineral	36 - 45	IVA y IIIB
Caja Techo	45 - 59	IIIB y IIIA
Caja techo alejada	55 - 60	IIIA

Nota. Tamado del Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Tabla 7*Resumen de la zonificación Geomecánica.*

SECTOR	RMR PROMEDIO	DOMINIO ESTRUCTURAL
VETA SPLIT 658		
Caja piso alejada	54	DE - IIIA
Caja piso	28 y 42	DE - IVB y DE - IIIB
Mineral	25 y 36	DE - IVB y DE - IVA
Caja Techo	34 y 41	DE - IVA y DE - IIIB
Caja techo alejada	54	DE - IIIA
VETA 658		
Caja piso alejada	54	DE - IIIA
Caja piso	43	DE - IIIB
Mineral	39	DE - IVA
Caja Techo	44	DE - IIIB
Caja techo alejada	56	DE - IIIA
VETA 722		
Caja piso alejada	56	DE - IIIA
Caja piso	38	DE - IVA
Mineral	36	DE - IVA
Caja Techo	44	DE - IIIB
Caja techo alejada	54	DE - IIIA

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

2.5. CONDICIONES DE AGUA SUBTERRÁNEAS

El agua presente en las áreas del macizo rocoso impacta desfavorablemente las condiciones de estabilidad subterránea. El principal impacto es la presión ejercida sobre la discontinuidad, reduciendo de esta manera la resistencia que de manera directa afecta el grado de seguridad y estabilidad; por cuanto se hace indispensable dicho análisis (Llanque, Explotación subterránea, métodos y casos prácticos, 1999).

“Según el relevamiento, se observa gran cantidad de agua con corrientes locales principalmente en los extremos este y oeste. También se pueden observar filtraciones desde los pisos superiores en diferentes departamentos. Debido a todas estas filtraciones y exposiciones, se pueden observar grandes cantidades de agua en las rampas de

dragado, las cuales están siendo bombeadas constantemente” (Mina San Cristobal, 2018).

La presencia de esta agua puede degradar la calidad del macizo rocoso, especialmente para suelos pobres, principalmente en la parte filítica (filita no silicificada). En este sentido, se ha de controlar el avance del flujo de agua y el avance que toma este, cuya finalidad es la reducción de la cantidad de agua en áreas con poca masa rocosa (Mina San Cristobal, 2018).

2.6. DIRECCIONES PREFERENCIALES DE AVANCE DE LAS EXCAVACIONES

Las condiciones estables más favorables ocurrieron cuando la excavación fue perpendicular a la estructura principal, mientras que las condiciones estables menos favorables ocurrieron cuando la excavación se dirigió paralela a la estructura principal. Tomando en cuenta el arreglo estructural identificado en el macizo rocoso del área de la mina San Cristóbal y tomando en cuenta el arreglo estructural semejante a las diversas vetas mineralizadas, cuando la dirección de excavación es norte-sur, aparece la dirección preferencial de avance. Por razones técnicas, la taja se colocará paralela al tumbo de la veta, y esta orientación hará que se perjudique el trabajo inicial y la estabilidad de la cimentación y se requieran medidas de control adecuadas.

2.7. ABERTURAS MÁXIMAS DE LAS EXCAVACIONES Y SOSTENIMIENTO

Se evidencian tres categorías de excavaciones, entre ellas las permanentes, las temporales y las excavaciones de tajeos.

2.7.1 Excavaciones permanentes

Dentro de este grupo se consideró imprescindible contar con elementos como las rampas, el desarrollo de talleres de mantenimiento, contar con galerías de nivel, identificación de estaciones de bombeo, contar con polvorines, comedores, entre otras cosas.

Cabe señalar que las excavaciones tienen que estar dirigidas en concordancia a las direcciones preferenciales las que fueron referidas con anterioridad.

Considerando este indicador, por ello es necesario y fundamental el incremento de la velocidad de excavación y minimizar los requisitos para su sostenimiento.

Para la determinación del tipo de sostenimiento que se instale este debe tener en cuenta que la capacidad de la misma debe soportar la corrosión además que pueda cargas adicionales dado los cambios de las condiciones de esfuerzos en ciclo minero, la ubicación de estas excavaciones debe ser en la caja piso alejada, donde estrictamente existan masas rocosas de calidad Regular A (IIIA). Por otro lado, se toma en cuenta que las Vetas en la Mina San Cristóbal son algo paralelas, ya que la ubicación de una excavación permanente al piso de una veta requiere ser ubicada en la caja techo en concordancia a la otra veta adyacente.

En referencia a la Tabla 6 la clasificación de la masa rocosa fue determinada por las siguientes aberturas, las cuales fueron ajustadas por la orientación de las discontinuidades.

Tabla 8*Aberturas máximas de las excavaciones permanentes*

DOMINIO	RANGO RMR	PROMEDIO RMR	ABERTURA MAXIMA (m)
DE - II	>60	65	8.1
DE - IIIA	51 - 60	55	5.2
DE - IIIB	41 - 50	45	3.3
DE - IVA	31 - 40	35	2.2

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Tabla 8 evidencia a aquellas aberturas máximas y excavaciones que no requirieron de sostenimiento sistemático, pero sí el tipo de sostenimiento esporádico, todo ello en consideración del tipo roca local.

Para llevar a cabo el diseño de sostenimiento esporádico, es necesario contar con pernos de roca cuyo tipo de varilla sea la corrugada o en algunos casos puede aplicarse la barra helicoidal, se requiere también contar con cementado pudiendo ser con resina o no resina de 7 a 8 pies de longitud. Por otro lado, se requerirá de sostenimiento sistemático en los casos donde se evidencie excavaciones cuando el tamaño sea superior a los 5.2 m; tal como es para el caso de las rocas DE – IIIA RMR 55. Otros indicadores que se deben tener en cuenta es la formación de cuñas tanto en las paredes como en el techo.

La Tabla 9 evidencia los indicadores recomendados para el sostenimiento. esta comprende indicadores tanto para rocas de calidad baja y para aquellas en las que se presentan nuevas zonas.

Tabla 9*Sostenimiento para labores de avance permanentes*

DOMINIO	RANGO RMR	SOSTENIMIENTO
DE - II	> 60	“Se incluyen los Pernos esporádicos”
DE - IIIA	51 - 60	“Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud, cuyo espaciado es en cada 1.5m. En la cual hay necesidad de añadir una capa de 2" de espesor de shotcrete”
DE - IIIB	41 - 50	“Se incluyen pernos sistemáticos de 7 pies de longitud, cuyo espaciado versa en 1.5m + 2" a 3" de espesor de shotcrete reforzado”
DE - IVA	31 - 40	“Pernos 7 pies de longitud sistemáticos, cuyo espaciado va en cada 1.0m a 1.5m + 4" de shotcrete reforzado. Donde existe la necesidad de utilizar malla metálica”
DE - IVB	21 - 30	“Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.0m + malla metálica + Shotcrete de 5" a 6" de espesor. Alternativamente, cimbras tipo 6W20 espaciada reforzado de 2" a 3" de espesor”.
DE - V	< 21	“Cimbras tipo 6W20 cuyo espaciado es en cada 1.0m, cuya anterioridad debe aplicar una capa de shotcrete reforzado de 3" con espesor preventivo. Avanzar el frente con spilling bar de fierro corrugado de 1" diámetro y/o de ser necesario avanzar con marchavantes”.

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

La recomendación para los pernos de rocas han de ser de tipo varilla corrugada; pero, en casos donde haya la existencia de agua, se recomienda que estos sean de barra helicoidal de 7 pies de longitud, cementado con resina.

2.7.2 Excavaciones temporales.

Las actividades relacionadas al minado en los tajeos, las excavaciones de finalidad temporal, tales como las galerías y cruceros de acceso a los tajeos en roca estéril o en mineral, deben contar con el tamaño suficiente y adecuado para el buen desatado periódico.

En la Tabla 10 se evidencia la estimación de mantenimiento referidos a las actividades temporales, entre ellos se incluyen los tajeos, en concordancia a

los tipos de rocas de la mina. en ese sentido para la estimación del sostenimiento de los tajos se determina que esta sea con base a los dominios DE – IIIB y DE – IVA.

Tabla 10

Sostenimiento para labores de avance temporales

DOMINIO	RANGO RMR	SOSTENIMIENTO
DE - II	> 60	“No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE - IIIA	51 - 60	No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE - IIIB	41 - 50	Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.5m + una capa de shotcrete de 2" de espesor.
DE - IVA	31 - 40	Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.0m a 1.5m + 2" a 3" de shotcrete reforzado.
DE - IVB	21 - 30	Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.0m + malla metálica + Shotcrete de 3" a 4" de espesor.
DE - V	< 21	Una capa preventiva de shotcrete de 3" de espesor + pernos + malla + otra capa de shotcrete de 3" de espesor. De ser necesario usar cuadros de madera, paquetes de madera, gatas, puntales y otros”.

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

2.7.3 Tajeros

Las vetas identificadas se caracterizan por ser angostas, es por ello que el análisis se desarrolló con una media de 4 cm por ancho de tajeros, para ello se consideró una altura variable que va desde los 14, 18 20 y 23m.

El sub nivel así como los anchos de los tajeros son los mismos cuya estimación es de 4m, es por ello que la estabilidad del techo se relaciona con la estabilidad de los subniveles, haciéndose imprescindible el análisis para el techo. Así también, se precisa que la estabilidad de los tajeros se asocia directamente con el tamaño de las cajas, en otras palabras, la altura de la caja techo y la longitud del tajo abierto. Finalmente, la calidad de la masa rocosa de las cajas varía entre IVA y hasta la IIIB.

El análisis fue desarrollado en base a las calidades, la síntesis de los resultados se evidencia en la Tabla 11.

Tabla 11

Dimensiones máximas de tajeos – longitud

COND. ESTAB	ALTURA DE TAJEO =							
	16 m	18 m	20 m	23 m	16 m	18 m	20 m	23 m
<i>VEIA</i>	Calidad IVA - inclinación 61°				Calidad IIIB - inclinación 61°			
ESS	3	3	3	3	4	4	4	4
ESO	1	1	1	1	2	1	1	1
ECS	2	2	1	1	2	2	2	1
<i>VEIA</i>	Calidad IVA - inclinación 67°				Calidad IIIB - inclinación 67°			
ESS	4	3	3	3	6	5	5	5
ESO	1	1	1	1	2	2	1	1
ECS	2	1	1	1	3	3	2	2
<i>VEIA</i>	Calidad IVA - inclinación 46°				Calidad IIIB - inclinación 46°			
ESS	3	3	3	3	5	4	4	4
ESO	1	1	9	8	2	1	1	1
ECS	2	1	1	1	2	2	2	1

ESS = Estable Sin Sostenimiento; ESO = Estable Sostenimiento Opcional; ECS = Estable con Sostenimiento obligado

En concordancia con ello, se hace factible el establecimiento de dimensiones de tajeos con base a las condiciones geomecánicas presentadas en cada veta y tajeo.

Los resultados resumidos presentados en la Tabla 11 sustentan o avalan las dimensiones actuales de minado por Bench and Fill (AVOCA) en San Cristóbal, estando éstas al límite superior, no siendo recomendable sobrepasar estos límites.

2.8. RELLENO.

Para el caso de Bench and Fill (AVOCA), por lo general se emplea el relleno detrítico a fin que el material de relleno desarrolle el ángulo de reposo. la aplicación de este tipo de relleno es adecuada en el minado de las Vetas Split 658, 658 y 722. También se

hace viable la aplicación del relleno hidráulico, pero este requiere de la formación de diques a finde contener el relleno, no obstante, este podría tener efectos sobre la naturaleza del método (Hartman, 1992).

Respecto al método Breasting, este se basa en la combinación del relleno detrítico e hidráulico, este se caracteriza por ser una buena medida, desde los parámetros de las normas ambientales se hace viable la aplicación de rellenos que componen el uso de los relaves de la planta de beneficio, mejorando los indicadores de estabilidad local y estabilidad global de la mina, además que se reducirá la disposición de relaves en la superficie (Hustrulid & Hustrulid, 2001).

2.9. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS

2.10. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

Se compone de una técnica geométrica que se usa para la exploración de los yacimientos mineros, esto se desarrolla a través de la división del cuerpo mineralizado, separándolos por sectores para la actividad minera (Hustrulid & Hustrulid, 2001).

El objetivo de la aplicación de los métodos de explotación yace en la extracción de los minerales de manera eficiente a fin que la comercialización produzca la utilidad requerida (Hustrulid & Hustrulid, 2001).

El método se encuentra compuesto por una serie de acciones que facilitan la extracción del mineral, para ello se necesita el funcionamiento de:

- Servicio de ventilación
- Servicio de drenaje
- Servicio de suministro de energía, aire y agua.

2.11. FACTORES QUE INFLUYEN EN LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Los factores que intervienen en el método de exploración son los siguientes:

a) Características geográficas

Los elementos predominantes en este sector son los siguientes:

- Nivel de profundidad
- El clima
- La distancia hacia el lugar que esté poblado

b) Características geológicas y físicas del yacimiento

- Se debe analizar el cuerpo mineralizado y la forma del yacimiento
- Identificación de la potencia, pudiendo ser veta o manto
- Identificación del manto, determinación si es veta o manto
- Desarrollar el análisis de la diseminación, en concordancia a la superficie
- Identificación de la profundidad desde la superficie
- Identificación de las dimensiones del yacimiento, además de la cubicación
- Identificación de la composición de la mineralógicos de la mina.
- Es menester identificar la caracterización de la resistencia a la tracción y la compresión.
- Finalmente, se hace indispensable contar con la caracterización de la roca componente del cuerpo mineralizado y encajonante.

c) Condiciones Económicas

El costo de acceso, el costo de desarrollo y la preparación para la determinación del método de explotación suelen ser por lo general costosos, por ello la explotación del yacimiento debe se desarrollada con los costos menos elevados; considerando que a los costos descritos se le añaden los temas de tratamiento de mineral, el costo de los

equipos, los materiales, en las cuales también ingresan los costos administrativos y de venta. Por otro lado, la necesidad de explotar yacimientos de leyes bajas se debe por las siguientes causas:

- La demanda del mercado para el abastecimiento de la misma.
- Insuficientes yacimientos de leyes altas.

Son dos alternativas que se identificaron para la solución de las mismas:

- Identificar los yacimientos de las zonas pobres y de las zonas ricas.
- La exploración de grandes masas de baja ley, cuyos costos sean bajos a causa del gran tonelaje, dirigiendo a la aplicación de los métodos mecanizados (EXSA, 2004).

2.12. ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Factores de selección:

- Para la selección del método se debe identificar la ubicación del recurso.
- Para la selección del método se debe identificar profundidad, el tamaño y la forma del cuerpo mineralizado.
- Para la selección del método se debe identificar la calidad geomecánica de la roca de caja y de la roca mineralizada.
- Se ha desarrollar el análisis de la distribución de leyes económicas
- Se ha de tomar en cuenta las bases del reglamento del medio ambiente.

Criterios de selección:

- Se ha de considerar la productividad y el rendimiento.
- Debe elegirse para la seguridad del personal, la infraestructura y el equipo.
- Desarrollar el análisis de recuperación.
- Identificación de reservas extraídas y la identificación de las reservas in situ
- La selectividad

- La dilución
- Determinación de los costos de inversión y operación.

En la mina San Cristóbal, en el área de producción se está aplicando los métodos de minado Sub level Stopping (AVOCA) y el Over Cut and Fill (Breasting) (Hustrulid & Hustrulid, 2001)..

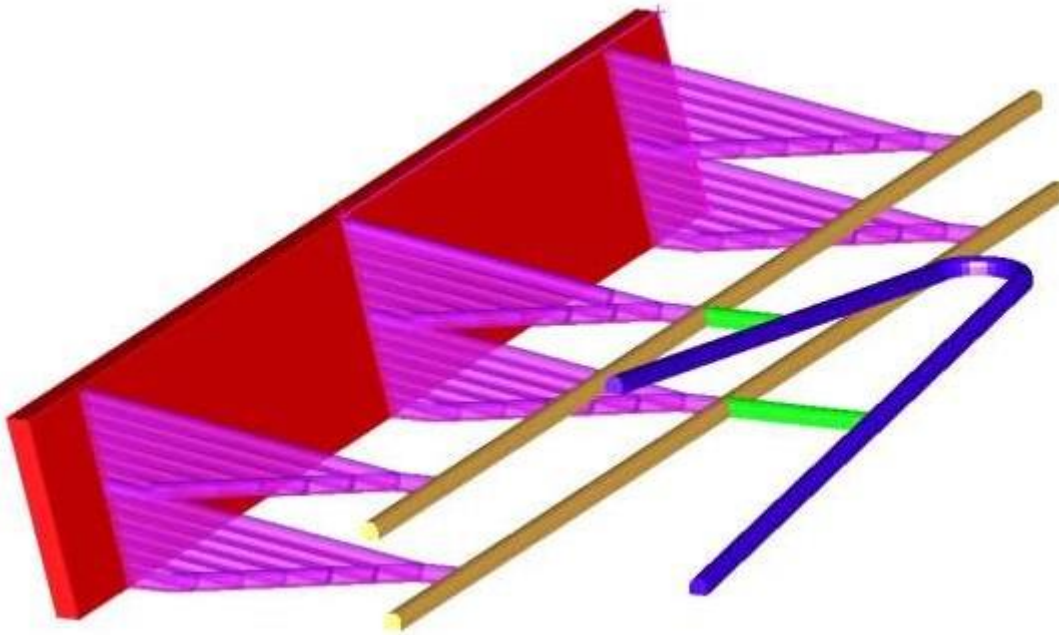
2.13. OVER CUT AND FILL (BREASTING).

Su aplicación es apropiada en las vetas que se caracterizan por presentar un buzamiento inferior a 50° ; no obstante, también se aplican en buzamientos mayores cuando la calidad de rocas de las cajas no acepta el minado por taladros largos (Hustrulid & Hustrulid, 2001).

“La elaboración da inicio con la rampa con sección de 4.5m x 4.5m (-12%), cuyo ingreso se desarrolla por el crucero de sección de 4.5m x 4.5m hacia un By - Pass de sección de 4.5m x 4.0m, de ahí es donde se generan los accesos (rampas basculantes) que intersectan a la veta originando el inicio a las galerías y subniveles de explotación, cuya sección es de 3.8m x 4.0m que recorrerán todo el rumbo de la veta. Los accesos varían de acuerdo a la longitud de la veta. Los accesos presentan una distancia de 150m lo cual hace posible minar en cada ala una distancia de 75 m” (Hustrulid & Hustrulid, 2001).

Figura 9

Vista Isométrica método de minado Breasting



Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

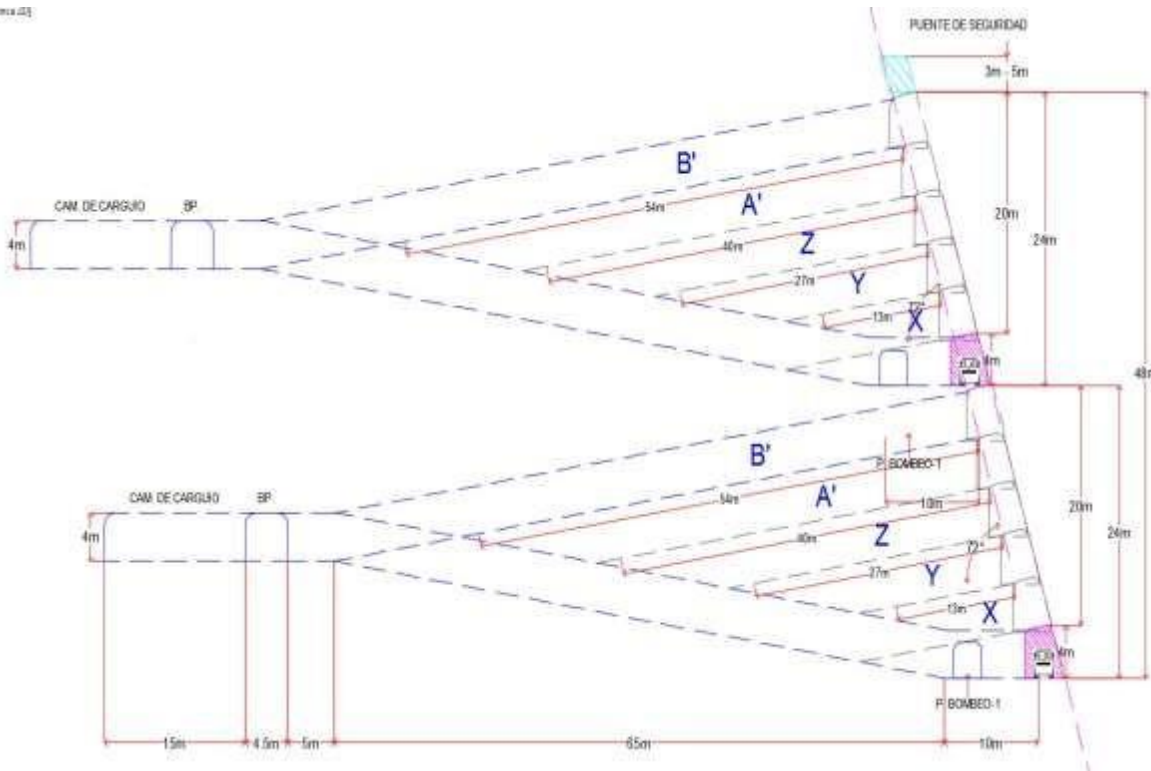
la evacuación de los desmontes es realizada con los volquetes de 25 TM desde las cámaras de carguío ubicadas en los By – Pass.

Los tajeos se estructuran por 05 cortes de 4m de altura y 75m de longitud. El acceso inicial tendrá una gradiente del 13% (-). en los cortes siguientes se hará una mezcla de los accesos hasta completar los 05 cortes.

Figura 10

Sección Longitud Método de Minado Breasting

minera 02



Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de planeamiento.

“El Ciclo de minado está compuesto por la perforación, voladura, desatado, limpieza y sostenimiento.

Se realiza cuando se culmina el minado de los 75m de longitud, la cual es desarrollada por cada ala (150 m en total).

Se realiza el relleno detrítico en cada corte que vienen del desmonte generados por los avances lineales de las actividades de infraestructura, y la prelación de la mina en su interior, el corte es relleno hasta dejar una luz de 0.5m de cara libre, el cual sirve para el corte del siguiente minado” (EXSA, 2004).

- El minado debe ser de 3.8 x 4.0 m. para aquellas potencias inferiores a 3.8m.
- Cuando las potencias son mayores a 3.8m, el minado se desarrolla al ancho de veta.

El promedio de cada disparo es de 140 t de mineral. El material es dirigido hacia las cámaras de acumulación ubicados en los By – Pass, y luego son trasportados hacia los echaderos o superficie en los volquetes de 25 t de capacidad.

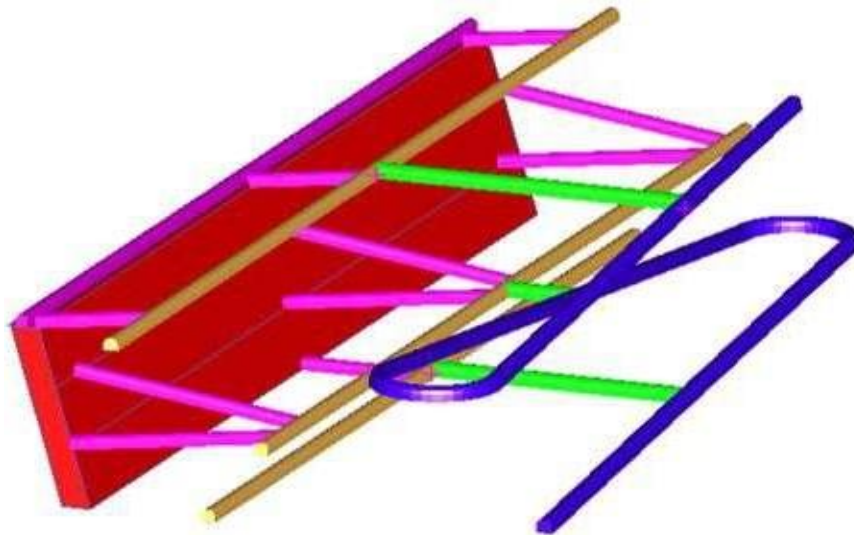
2.14. Bench and Fill (AVOCA)

“El Bench and Fill (AVOCA) viene a ser una variante del Cut and Fill , la cual se caracteriza por la mejoría en la productividad y la reducción de costos de producción” (EXSA, 2004).

“La aplicación de este método es factible cuando se evidencia un buzamiento mayor a 55°, cuya calidad del macizo rocoso de las cajas varía entre la calidad Regular A hasta Mala A, con un RMR >30, de mayor consideración en la caja techo, a fin de minorar los desprendimientos por debilidad de la caja techo después de la voladura, con dilución en rango planificado. El promedio del factor de dilución es de 10%” (EXSA, 2004).

Figura 11

Vista Isométrica de minado Bench and Fill (AVOCA)



Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de Planeamiento.

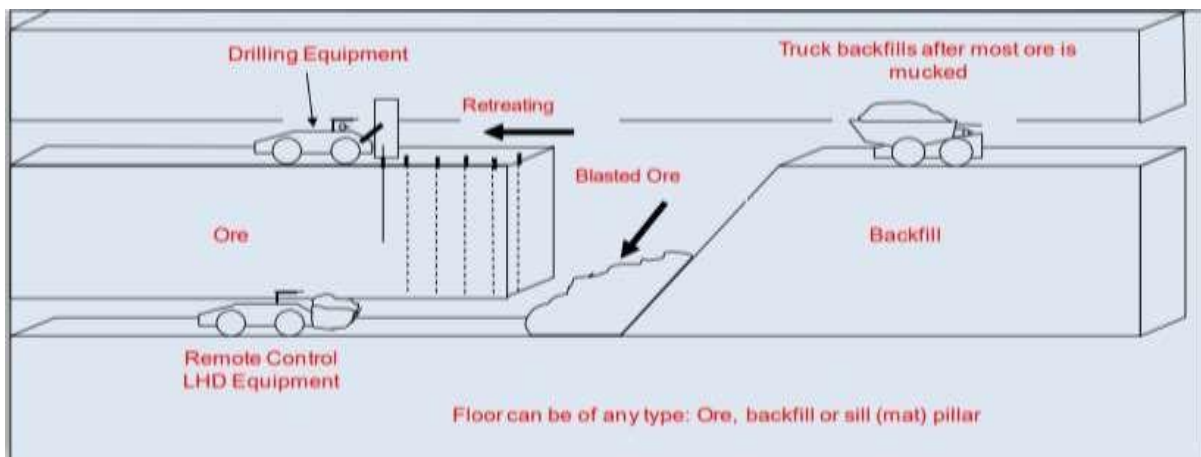
La extracción del material se realiza retrocediendo, en el cual se desarrolla la el relleno detrítico según el avance.

La preparación da inicio con la rampa (-12%), el cual es ingresado por medio de un crucero hacia el By – Pass, originando en esta línea los accesos de una longitud de 25 – 35 m en concordancia al análisis de la geomecánica, los accesos de 3.8 m x 4.0 m cortan la veta, pro el cual se da inicio a las galerías o subniveles de explotación. La distancia de los accesos es de 150m.

Se precisa que los bancos de explotación deben tener una medida de 15 metros de longitud. Para la limpieza y extracción del mineral se emplean los scoops diésel de 6.0 yd³ de capacidad con telemando y en los puntos de carguío a volquetes de 10 m³, por el cual se traslada el mineral hacia la superficie o las parrillas. Cuando se termina de limpiar el material mineral se comienza con el relleno detrítico que vienen de los desarrollos y preparaciones para continuar con el ciclo de minado.

Figura 12

Longitud minado Bench and Fill (AVOCA) con relleno detrítico



Nota. Tomado de departamento de planeamiento CIA VOLCAN S.A.A.

Figura 13

Equipo Simba en Perforación de Taladros Largos – Piso Superior.



Nota. Imagen propia – Tajo en perforación piso superior.

Figura 14

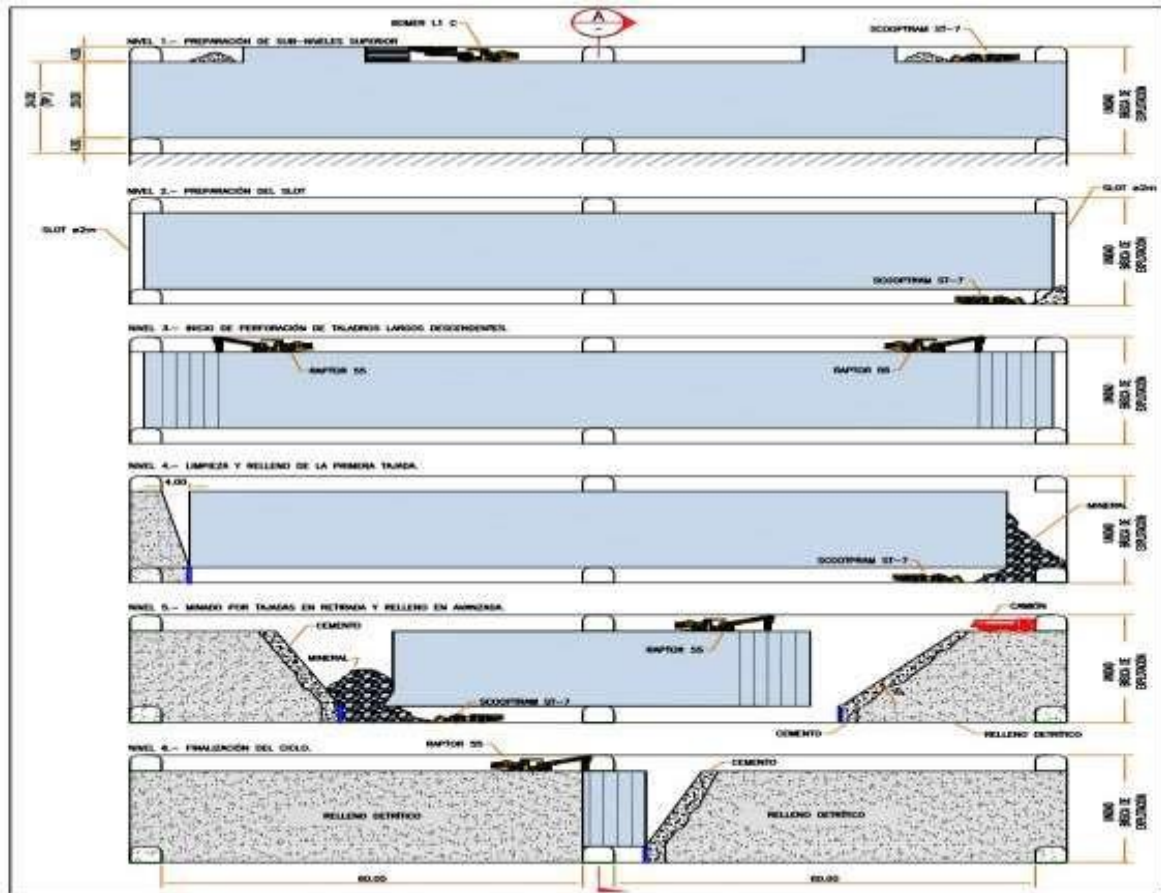
Vista de Taladros Largos por filas o secciones.



Nota. Imagen propia.

Figura 15

Longitud minado Bench and Fill (AVOCA) con relleno detrítico



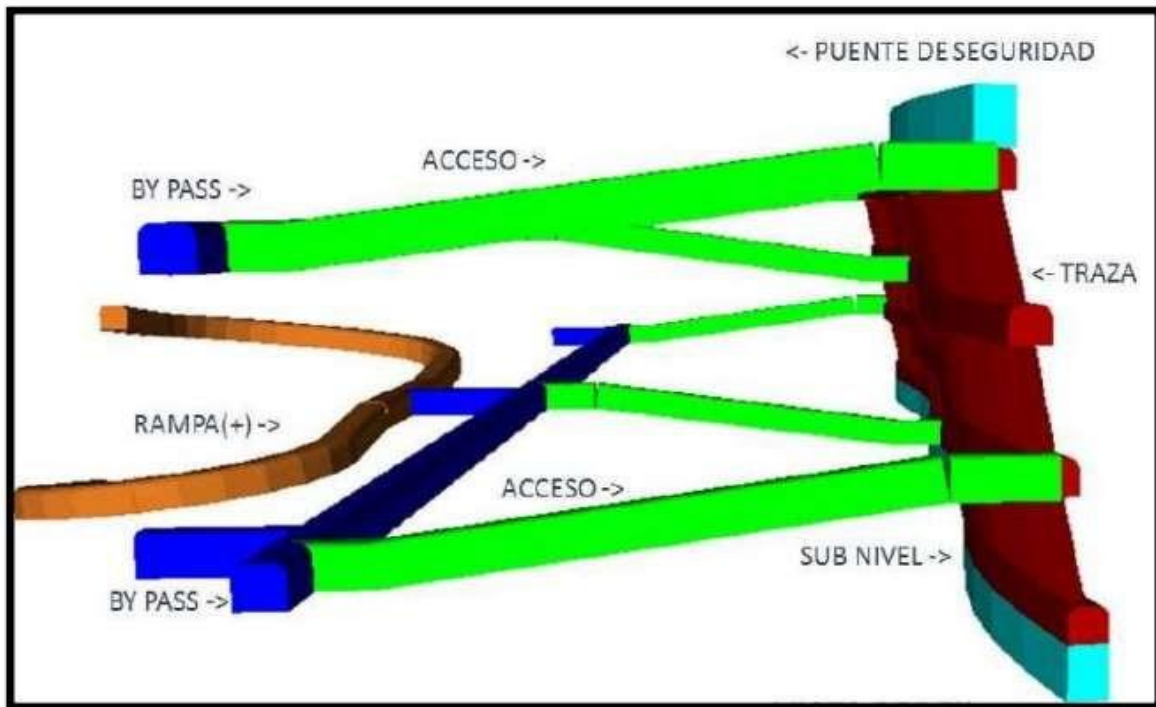
Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de planeamiento.

2.15. LABORES DE PREPARACIÓN

El trabajo de preparación hace referencia al diseño del terreno y la manera en cómo se de realizar la extracción del mineral, identificando el método de minado, para este indicador por lo general se desarrollan subniveles y accesos desde las rampas, cruceros y bypass, como se muestra en la Fig. 37.

Figura 16

Vista en 3D de diseño de labores de preparación y desarrollo



Nota. Tomado de Departamento de planeamiento CIA VOLCAN S.A.A.

2.15.1 Accesos

La longitud apropiada permite mantener la estabilidad antes y después de la explotación del tajo, por ello este comprende la base para el diseño de los accesos (Fig. 35), para el desarrollo del cálculo se empleó el modelo de área de perturbación, el cual fue medido por el sismógrafo. En el diseño también se puede evidenciar la superposición de los accesos cuya finalidad es evitar mayor perturbación en esta zona de la rampa y veta, haciendo más factible preparación para la infraestructura de las chimeneas que se necesitan (waste and ore pass y drenaje, ventilación, servicios). Los accesos tienen una longitud de 70.00 m con una pendiente de +/- 15.00%, con base al estudio del sismógrafo y evaluación geomecánica. Los accesos contienen una sección típica de 3.8 m x 4.00 m, que cortan la estructura mineralizada y se origina en la galería base y las galerías

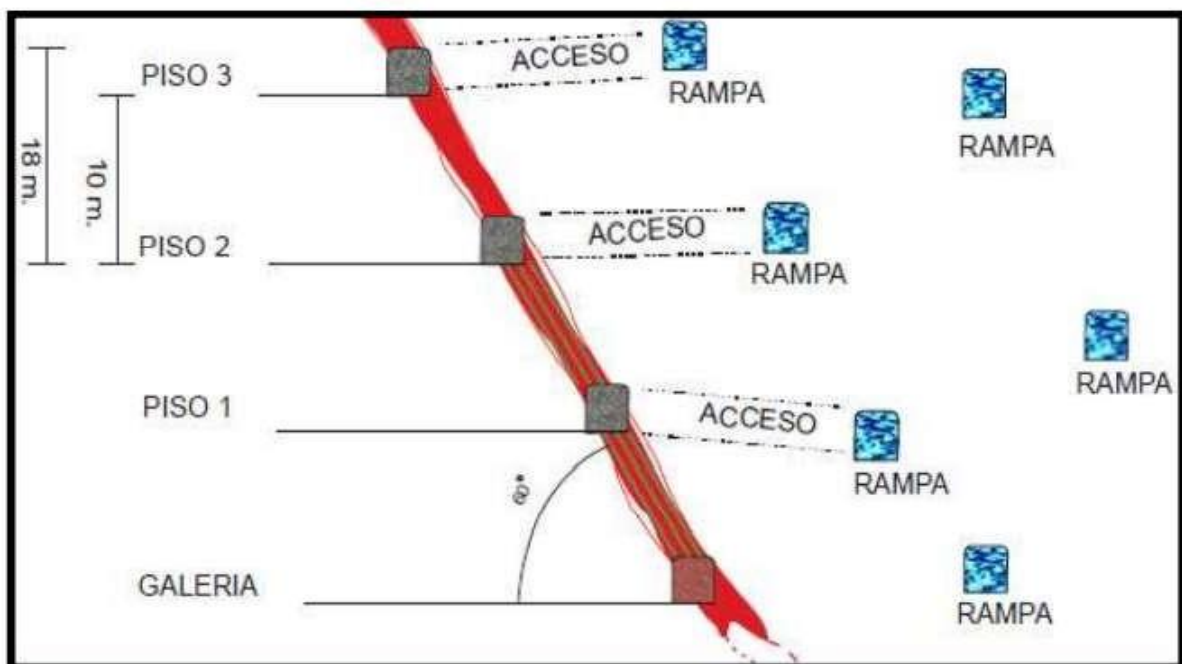
secundarias. La ejecución de los accesos es de 150.00 m y demarcan el tajo. Los accesos son paralelos a las vetas, cuya distribución es de rombo.

2.15.2 Subniveles o Pisos

También conocidos como pisos (piso 1, piso 2, piso 3 y piso 4). Para nuestro caso se generan 4 subniveles o pisos, 2 por cada By pass, formando 3 bloques cada uno con una altura de 10.00 m. Los subniveles sigue una pendiente de 5.0%, teniendo como pendiente máxima la mitad el tajo entre dos rampas (150.00 m), encausando las aguas provenientes de la perforación y pequeños niveles freáticos atravesados durante su ejecución, evitando así el uso de bombas de 30.00 HP como bombeo secundario. Los subniveles mantienen una sección de 3.5 m x 4.0 m, adecuada para la maniobra y operación de scooptram de 6.0 Yd y el equipo de perforación con que se trabajara, tal como se muestra en la Fig. 36.

Figura 17

Subniveles o Pisos



Nota. Tomado de Departamento de planeamiento CIA VOLCAN SA.

Figura 18

Superior del tajo o Cabeza del tajo



Nota. Imagen Propia.

Figura 19

Piso Inferior del tajo o pie del tajo



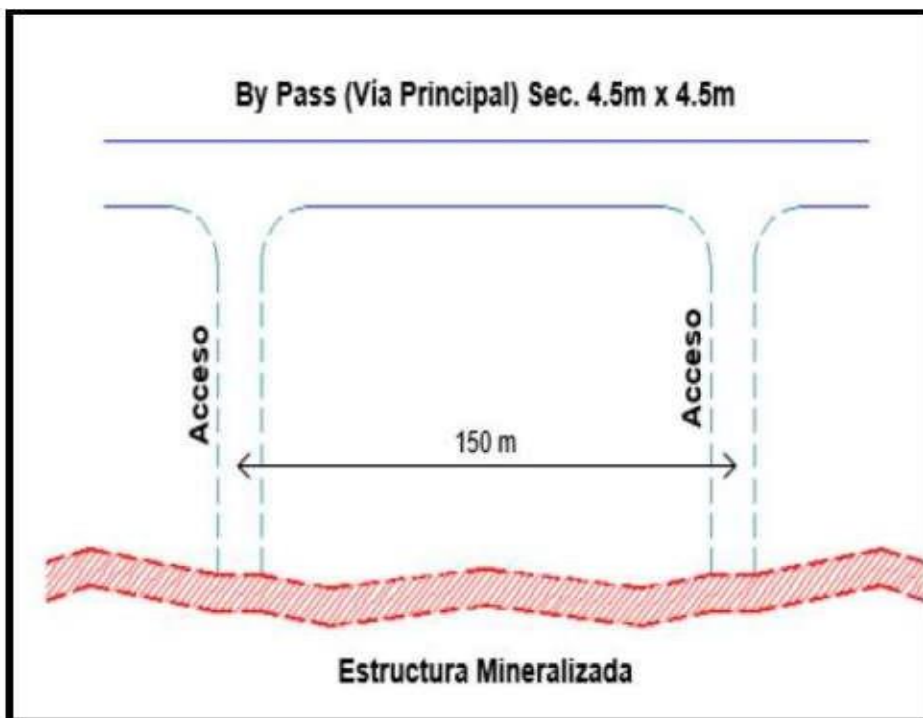
Nota. Imagen Propia.

2.15.3 Cámaras de Acumulación

El diseño contempla la ejecución de las cámaras de acumulación de mineral que están ubicadas en el piso inferior y aquellas cámaras de acumulación de desmonte, las que se sitúan en el piso superior, la cual permite el desarrollo del minado dinámico, evitando situaciones improductivas en la aplicación del método.

Figura 20

By Pass Vía principal



Fuente: Departamento de planeamiento CIA VOLCAN S.A.A.

2.16. LABORES DE DESARROLLO

Esta etapa se desarrolla con la finalidad de realizar explotación de mineral que contiene el yacimiento, esta consta de dos acciones previas a fin de establecer los accesos a las reservas de la mimería.

2.16.1 Rampas

Se inicia con la construcción de rampas operativas, en el cual se evitan el desarrollo de espirales, dado que la manipulación operativa de las maquinarias

pesas se vuelven deficientes, la distancia de las rampas es de 300.00 m de sus respectivos ejes, durante su instalación se van realizando cámaras para las chimeneas de: ventilación, servicios auxiliares, wastepass, ore pass y drenaje, por cuanto se garantiza la aplicación de los estándares de ejecución.

Respecto al diseño, este requiere que las rampas contengan brazos largos que esté a lo largo de la mineralización, la distancia debe ser igual a 60.00 m en promedio con respecto a la veta. La ejecución yace en una pendiente de +/- 12.00 % en los brazos y 3.00 % en las curvas, con una sección de 4.5 m x 4.5 m para que puedan pasar los camiones cuya capacidad oscile a los 12 m³. La ubicación espacial de la rampa y las de los blocks de mineral económicos están sujetas una de la otra.

2.16.2 By Pass y cruceros

Son desarrollados en los niveles principales, para el corte de las estructuras de forma perpendicular se emplean los cruceros y en base a ello se desarrollan los By Pass las cuales están paralelas a las vetas, cuyo promedio de la distancia es de 50.00 m. las medidas de estas principales vías son de 4.5 m x 4.5 m.

2.16.3 Laboreo vertical

Las actividades en sentido vertical son desarrolladas por medio de equipos mecanizados Raise Borer, estas son aprovechadas como infraestructura: ventilación, echadero y servicios.

2.17. CICLO DE MINADO

2.17.1 Perforación

En cuanto a la perforación, en el método de minería AVOCA se utilizan taladros largos, cada tipo de perforación se detalla a continuación:

- **Chimenea Slot:**

La perforación de las chimeneas Slot (Cara Libre) se realiza con una perforadora electrohidráulica Simba modelo 1252, utilizando una columna de 5 pies y 11 barras con roscas T45 y el diámetro de la broca utilizada es de 64 mm con un alivio de 5 pulgadas, La sección de la ranura es de 2,00 m x 2,00 m con una longitud de 16,89 m y 33 hoyos de los cuales 05 son de desahogo. Se muestra una tabla de resumen:

Tabla 12

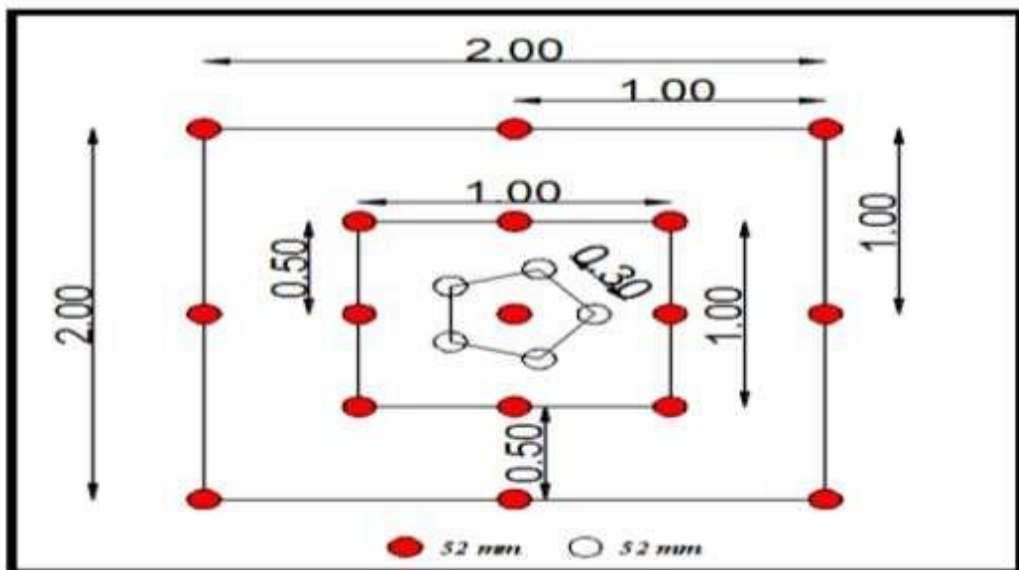
Perforación Chimenea Slot taladros

PERFORACIÓN		
Total de Taladros	Und.	33
Taladros Rimado 5" Ø	Und.	5
Taladros de Alivio	Und.	5
Taladros Perforación 64mm Ø	Und.	28
Taladros Cargados	Und.	28
Longitud de Perforación	Mts.	16.89

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Figura 21

Diseño de malla de perforación de Slot taladros B&F.



Nota. Tomado de Departamento de Perforación y voladura CIA VOLCAN S.A.A.

- ***Taladros Largos:***

Debido a las propiedades geomecánicas de la roca y la forma de las estructuras mineralizadas en la mina San Cristóbal, se estandarizan de la siguiente manera: se perfora de forma paralelamente y negativa; la capacidad de perforación promedio es de 22 m/h.

Figura 22

Distribución de Taladros Largos por filas o secciones



Nota. Imagen Propia.

2.17.2 Voladura

La especificación de la voladura también se desarrolla en concordancia con la perforación, para este indicador se carga la chimenea Slot además de las secciones en tajo, que a continuación se detallan:

- **Chimenea Slot:**

Para la voladura de la cara libre o chimenea slot mediante un VCR de 8 metros se han de aplicar los siguientes rendimientos y parámetros, tal como los muestra la Tabla 13:

Tabla 13

Parámetros voladura chimenea slot.

/

Sección	2.0 x 2.0	m x m
Tipo de Roca	Tipo II - III	
Tipo de Material	Mineral	
Tonelaje	229.704	tn
Longitud de Taladro	16.89	mts.
Cimientos de Voladura		
Longitud de Slot	16.89	mts.
Kilogramos de explosivo usado	100	kg
Factor de carga (Kg/ml)	6.86	kg/ml
Factor de carga (kg/tn)	0.5	kg/t

Nota. Fuente: Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

- **Voladura de secciones en tajos:**

La voladura comienza con la limpieza adecuada de los taladros de fondo y negativo utilizando aire comprimido para expulsar el agua acumulada, de acuerdo con el protocolo de voladura, el factor de esfuerzo no debe exceder los 0,16 kg/t, esto se debe a que puede perturbar la caja e iniciar su colapso, contaminando así el mineral triturado. Se muestran los siguientes parámetros de haz y tablas de potencia:

Tabla 14*Parámetros de voladura*

Sección	1.3 x 1.3	m x m
Tipo de Roca	Tipo II - III	
Tipo de Material	Mineral	
Tonelaje	387.62	tn
Longitud de Taladro	16.89	mts.
Rendimientos de Voladura		
Longitud del banco	15	mts.
Kilogramos de explosivo usado	73.65	kg
Factor de carga (Kg/ml)	7.71	kg/ml
Factor de carga (kg/tn)	0.19	kg/t
Accesorios de Voladura		
Faneles	27	Pza.
Pentacord	6	mts.
Mecha Ensamblada	2	und
Mecha Rápida	1	m

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Figura 23*Carguío y voladura de taladros largos por secciones o filas*

Nota. Imagen Propia.

2.17.3 Carguío y Acarreo

Después de la voladura primaria se requiere la limpieza del mineral, la cual debe ser trasladada con un cargador de bajo perfil (Scooptrans), con capacidad de 6 yd³ y de marca Caterpillar modelo R1600, cuyo promedio máximo de recorrido puede ser 150m hacia la zona de carguío. Se estima que el promedio de rendimiento es de 101.58 t/h, se muestra la siguiente tabla detallando el rendimiento del Scooptrans.

Tabla 15

Rendimiento de Scooptrans

Desmorte	2.8 gr/cm ³	
Mineral	3.5 gr/ cm ³	
Velocidad CC	3.96 km/hr	
Velocidad CC	5.40 km/hr	
Long. Prom.	90	
Scooptrans	S-605	
Capacidad	6 Yd ³	4.59 m ³

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Figura 24

Imagen de Carguío y Transporte de minería de interior mina.



Nota. Imagen Propia.

2.17.4 Transporte y Diseño de Botadero

El traslado del mineral inicia en la zona de carguío en Interior Mina, además para este indicador no se estipula el uso BOTADERO, dado que el material de los avances (Relleno Detrítico) será encapsulado en TAJOS con el Método SLS.

Figura 25

Transporte de mineral de interior mina.



Nota. Imagen propia

Figura 26

Imagen de cancha 600, punto de acumulación de mineral



Nota. Imagen propia.

2.18. SERVICIOS MINA

Requerimientos de la operación se requiere los siguientes servicios.

2.18.1 Sistema de Bombeo del Agua de Mina

El sistema de bombeo de la Mina San Cristóbal se realiza desde los niveles inferiores (1220, 1170, 1120, 1070) con bombas sumergibles hasta el Nv-1070, mencionando que se tiene dos circuitos de bombeo una para cada rampa de profundización (RP-616, RP-1220), por ambos circuitos se bombea hasta el Nv-1070. En el Nv-1070 se tiene bombas estacionarias que bombean el agua hasta el Nv-1020, siendo este el nivel principal de bombeo el cual está compuesto por los dos trenes de bombas, cada tren cuenta con tres bombas las cuales están en serie, el agua de bombeo llega hasta el Nv- 820, aproximadamente el 80% de agua de bombeo se descarga en la cuneta principal, la cual sale por el túnel victoria y el resto llega a un reservorio de 100 m³, desde donde se bombea al Nv-630 luego al Nv-390 y Nv-340 (Superficie). El agua que se bombea hasta superficie es tratada; posteriormente utilizada como agua industrial para los trabajos en interior Mina (Perforación, sostenimiento, limpieza, etc.).

Capacidad de bombeo Nv.1020

Tren Bombas

- Tren 01 = 160 lts/s
- Tren 02 = 170 lts/s

Bombeo total Del Tren Bombas = 330 lts/s

Bombas Hidrosta

- BH01 = 35 lts/s
- BH02 = 32 lts/s

- BH03 = 32 lts/s

Bombeo total de las bombas hidrostal = 100 lts/s

Figura 28

Sistema de bombeo de agua subterránea. NV 1220.



Figura 29

Sistema de bombeo de agua



Nota. Imagen propia.

2.18.2 Sistema de Ventilación

La Mina San Cristóbal está conformada por tres zonas de explotación denominadas: Zona Alta, Zona Baja y Zona Lidia. El circuito principal de ventilación tiene ingreso común de aire limpio para las tres zonas, siendo estos ingresos los siguientes:

- Bocamina RP-300 (Nv-500)
- Bocamina RP-995 (Nv-500)
- Bocamina Nv-390
- Bocamina RP-578 (Nv-500)
- Chimeneas varias que llegan a superficie

El circuito de extracción aire viciado es independiente para cada zona. La extracción de aire viciado se realiza a través de chimeneas, las cuales tienen ventiladores de 100K-CFM, 110K-CFM y 400K- CFM. Ventiladores trabajan como extractores; la extracción para cada zona se realiza de la siguiente manera:

- Zona Lidia:
 - RB-742, 8 pies de diámetro (Ventilador de 100K-CFM).
- Zona alta:
 - RB-999, de 10 pies de diámetro (Dos ventiladores en paralelo de 110K-CFM).
 - RB-206, 8 pies diámetro (Un ventilador de 110K-CFM).
 - RB-208, 10 pies de diámetro (Un ventilador de 110K-CFM).

Figura 30

Ventilación de labores subterráneas pie de tajo



Nota. Imagen propia.

2.19. PLANTA CONCENTRADORA

2.19.1 Planta Concentradora Victoria.

La Planta Concentradora (Victoria) se encuentra a una distancia de 4 Km de Yauli, se tiene como acceso desde la carretera central del km 18- Pachachaca. La planta concentradora a través de los años se ha incrementado el tonelaje de tratamiento gracias a la renovación de los equipos instalados inicialmente. Se detallará a continuación todo lo relacionado a la planta concentradora.

2.19.1.1 Capacidad de tratamiento

La Planta concentradora trata el 60% lo que equivale a 3200 T por día de mineral proveniente de U.E. San Cristóbal y el 40% de Carahuacra la planta tiene de capacidad 5200 T.

9.1.2 Proceso metalúrgico

El proceso metalúrgico se divide en 5 fases: Chancado, molienda, flotación, filtrado y disposición de relaves.

Chancado:

La recepción de mineral: El mineral proveniente de interior mina se realiza con carros de línea con capacidad de 10 TMH por cada uno y con volquetes por superficie. Se posee dos tolvas de almacenamiento de mineral grueso con capacidad de 100 TMH con una parrilla de 10” de abertura.

Molienda:

Para la molienda primaria: se tiene un molino de barras (MARCY 10.5’ x 17’) y molienda secundaria un molino (ALLIS CHALMERS 9.5’ X 17’), un KOOPERS 9.5’ X 12’, cuyo producto es descargado en una bomba (MCC200), la cual envía el flujo de hidrociclón (KREBS 26 Ø) esto ayuda a la clasificación en circuito cerrado. Los finos del ciclón son enviados a flotación (Rougher I) de plomo. En el circuito de remolienda, el relave (Rougher I) de flotación de plomo se bombea al nido de 06 ciclones D-15. Con respecto a los gruesos, luego de la clasificación, son alimentados en forma paralela al molino COMESA 8’ x 8’ y el molino Mearcy 8’ x 6’ por otro lado el producto **de** los finos se envía a flotación Rougher II de plomo. El producto de los molinos se descarga a la bomba MCC 200, el cual es bombeado al nido de ciclones D-15 con este proceso se cierra el circuito de molienda.

Flotación:

La planta concentradora Victoria Trata mineral que contiene mayor contenido de sulfuros de cobre, plomo, zinc y Plata. Estos sulfuros se separan mediante una flotación diferencial que sigue la siguiente secuencia, primero se flotan los sulfuros de cobre-plomo la cual tiene contenido de plata y por último se flota los sulfuros de zinc

2.19.2 Planta Concentradora Marh Tunel

La Planta Concentradora Marh Tunel se encuentra ubicada a 165 km de Lima y a 22 km de la provincia de la Oroya, La planta concentradora se encuentra en el distrito y provincia de Yauli la cual empezó a operar desde 1938. Se detallará a continuación todo lo relacionado a la planta concentradora.

2.19.2.1 *Capacidad de tratamiento*

La Panta trata mineral proveniente de San Cristóbal, Ticlio y Tajo Gavilan, la capacidad instalada de tratamiento es de 2750 TMSD, netamente de Mina San Cristóbal recibirá 1300 tpd para el plan a largo plazo base.

2.19.2.2 *Proceso metalúrgico*

La Planta concentradora emplea el método de flotación selectiva o diferencial para el tratamiento de mineral, el material que ingresa a la planta son chancados y molidos a una granulometría de 48% - malla 200 (75 micrones) y el proceso de flotación realiza la separación de los valores de cobre, plomo, zinc y plata mediante una pulpa acuosa por medio de burbujas que son generados por la propiedad hidrofílicas e hidrofóbicas del mineral. El proceso metalúrgico se divide en 5 fases: Chancado, molienda, flotación, filtrado y disposición de relaves.

2.20. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

U.E: Unidad de Explotación.

UEA: Unidad Económica Administrativa.

F.S: Factor De Seguridad.

EXSA:

NSR: Net Smelter Return.

JORC: Joint Ore Reserves Committee.

AUSIMM: Australian Institute Of Geoscientists And Minerals Council Of Australia.

RMR – Rock Mass Rating.

B&F: Bench And Fill (Banqueo Y Relleno).

RP: Rampa.

NV: Nivel.

TMH: Toneladas Métricas Húmedas

TMSD: Toneladas Métricas Secas Por Dia.

P&V: Perforación Y Voladura

CAPÍTULO III

3.1. OPTIMIZACION DE LA VOLADURA APLICANDO TUBOS CONCENTRICOS EN TAJOS

3.2. DISEÑO DE VOLADURA

3.2.1 Bench & Fill (perforación taladros largos negativo)

3.2.1.1 Perforación.

Desarrollar el diseño de las mallas de perforación en los tajos se hace de suma importancia, dado que ello permite el control de las cajas y la dilución, por medio del cual se propició que el ancho del minado sea el más adecuado, como se evidenció líneas anteriores se estimó en función a la potencia de la veta.

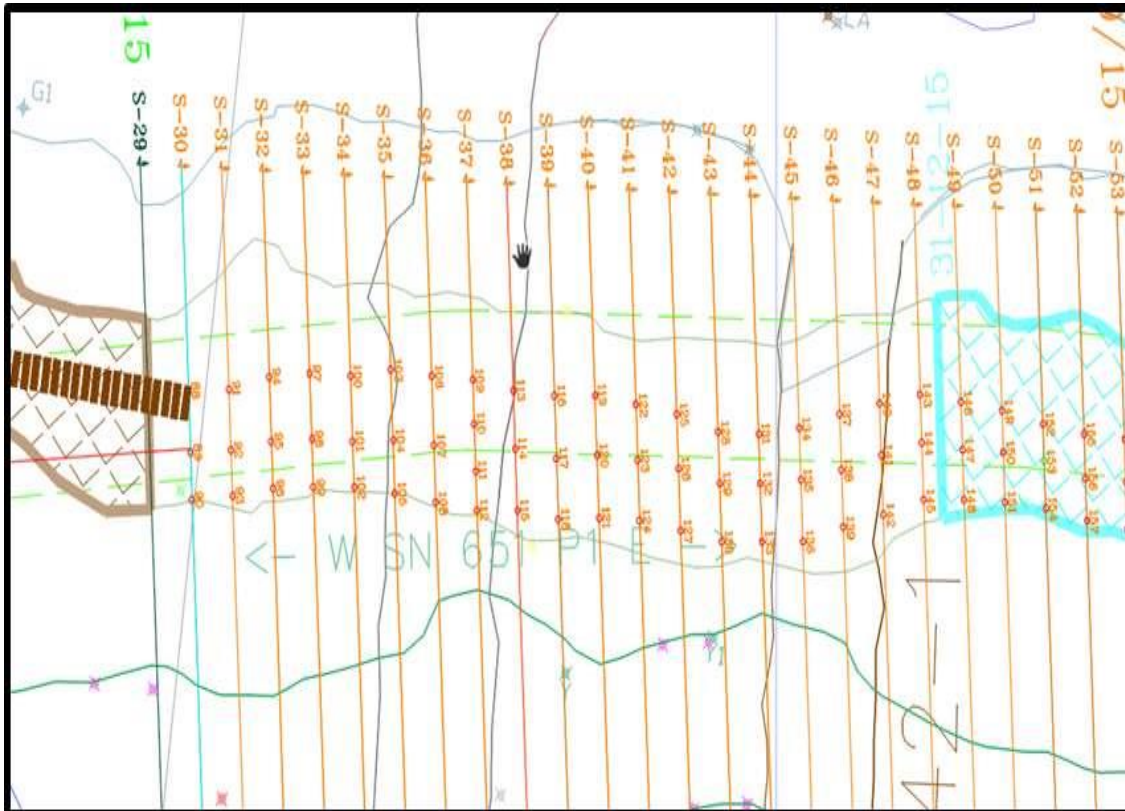
Considerando la caracterización geomecánica de la roca, y tomando en cuenta las estructuras de los materiales mineralizados encontrados en la mina San Cristóbal se podido determinar que la perforación sea

desarrollada de forma negativa y paralelamente; se estima que el rendimiento promedio de perforación es de 22 m/h.

La perforación se realiza con equipo de taladros largos simba de acuerdo a una malla diseñada al tipo de roca, esta malla la podemos apreciar en la figura siguiente.

Figura 31

Diseño de malla de perforación de Taladros Largos



Nota.

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Figura 32

Parámetros de perforación de Taladros Largos

Parámetros de Perforación	
Equipo	Simba S7D
Mineralización	VETA
RMR	25 -35
Burden	1.35
Longitud de Barra (pies)	5
Ø Taladro producción (mm)	64 (2 ½ Pulg)
Altura de Banco (metros)	15 mts
Metros perforados/Día	180
Índice de Perforación (Ton/Mp)	2.8
Toneladas Perforadas/Día	576

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Figura 33

Parámetros de voladura



Nota. Imagen propia.

Figura 34*Aplicación de taladro*

Nota. Imagen propia.

3.2.1.2 Voladura

De acuerdo a los parámetros que se mostraron con anterioridad fueron desarrollados los cálculos para la voladura de producción. En ese sentido, la voladura comprendió aquel proceso que se caracterizó por el perfeccionamiento de la aplicación de la técnica, para la aplicación de la voladura con taladro largo se aplicó el explosivo en función a la variabilidad de las densidades, cuyo cordón detonante se instaló entre los 10, 15 y 20 m, mientras que los accesorios detonadores fueron aplicados entre los 12, 15 y 18 m para una potencia de 0.10-0.30. El factor de potencia identificado fue tomado como la base para mejorar el proceso de optimización de la voladura; además, se ha de considerar que se encontraron ciertas dificultades en el minado de las vetas angostas haciendo que en la mayoría de los casos la potencia sea superior. Para

lograr una voladura de control de daño a la excavación con el uso de emulsión matriz gasificable se ha considerado las siguientes características:

- Aspectos Geo-estructurales.
- Geometría del disparo.
- Sección de subnivel, burden, espaciamiento, diámetro del taladro y longitud del taladro.
- Aspectos físico-químicos (tipo de explosivo (control Kcal.), densidad, carga operante y tipo de carguío)..

Figura 35

Características para la voladura de Taladros Largos

EXPLOSIVO	Emulsión Matriz Gasificable (Variabilidad de densidades)
CORDON DETONANTE	10, 15 y 20m
ACCESORIOS (DETONADOR NO ELÉCTRICO)	Long. De 12m,15my18m
FACTOR DE POTENCIA	0.19 - 0.30

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Con esto lograremos mejorar nuestros controles variando la densidad del explosivo mitigando el daño a las cajas de los tajeos.

Figura 36

Material de cordón



Nota. Imagen propia.

Figura 37

Carguío de tajos con explosivo Emulnor de 3000x1 ¼"x12" caja piso y demás taladros y 1000 x1 ¼"x12" para caja techo



Nota. Imagen propia.

Figura 38

Cargúo de tajos con explosivo Emulnor



Nota. Imagen propia.

Figura 39

Cargúo de tajos con explosivo Emulnor



Nota. Imagen propia.

Figura 40

Taladros de atenuación



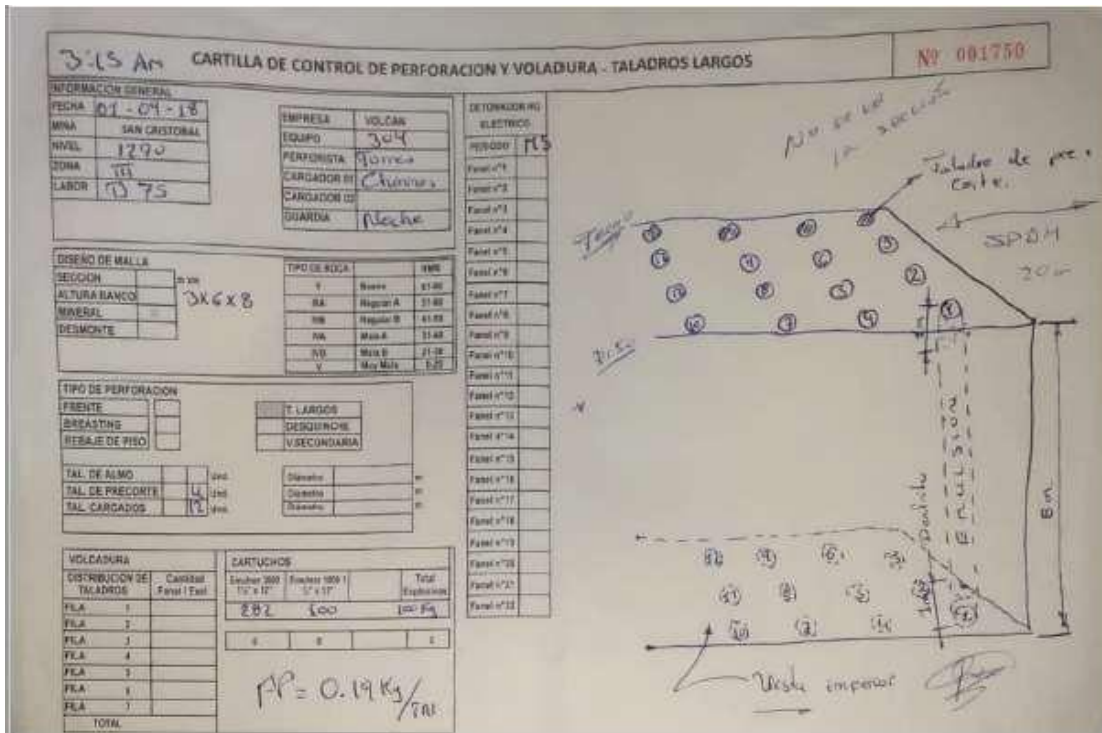
Nota. Imágenes propias.

3.2.1.3. Diseño

El diseño de los tubos concéntricos en los tajos se consideró en las carillas de control de voladura y se muestran a continuación:

Figura 41

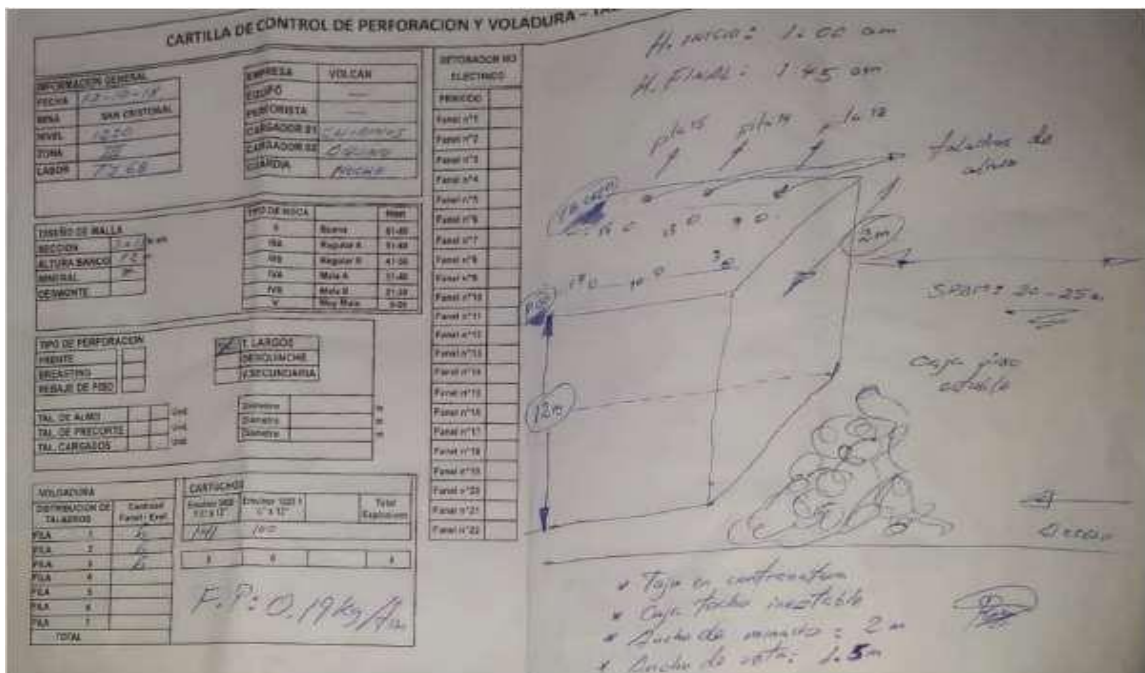
Cartilla de control de perforación y voladura



Nota. Imágenes propias.

Figura 42

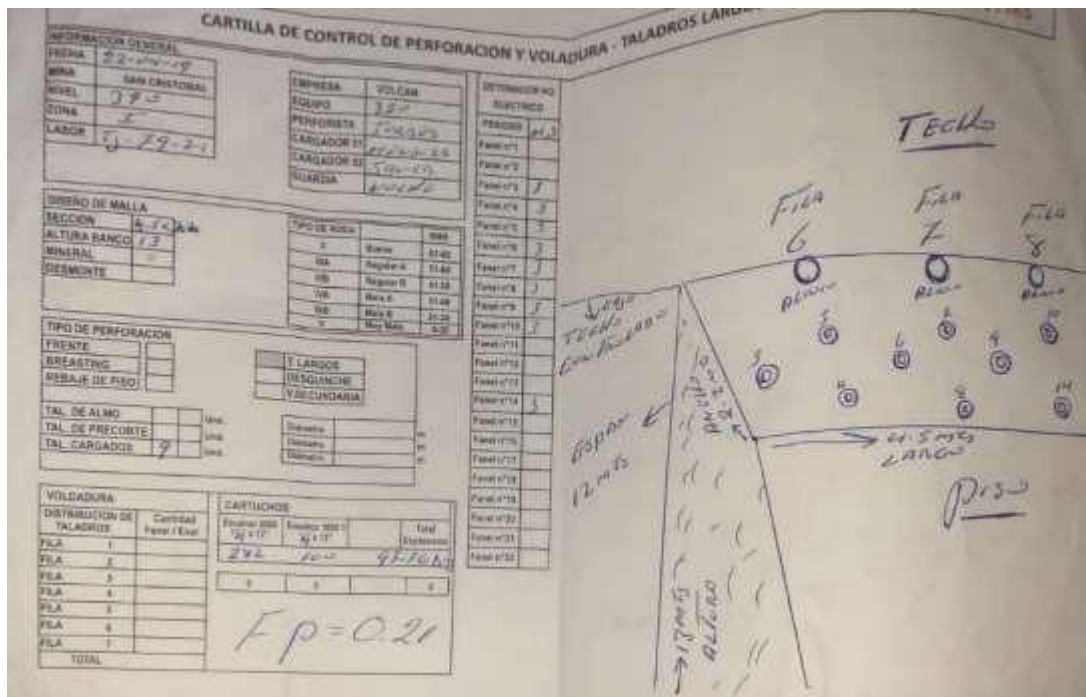
Cartilla de control de perforación y voladura



Nota. Imágenes propias.

Figura 43

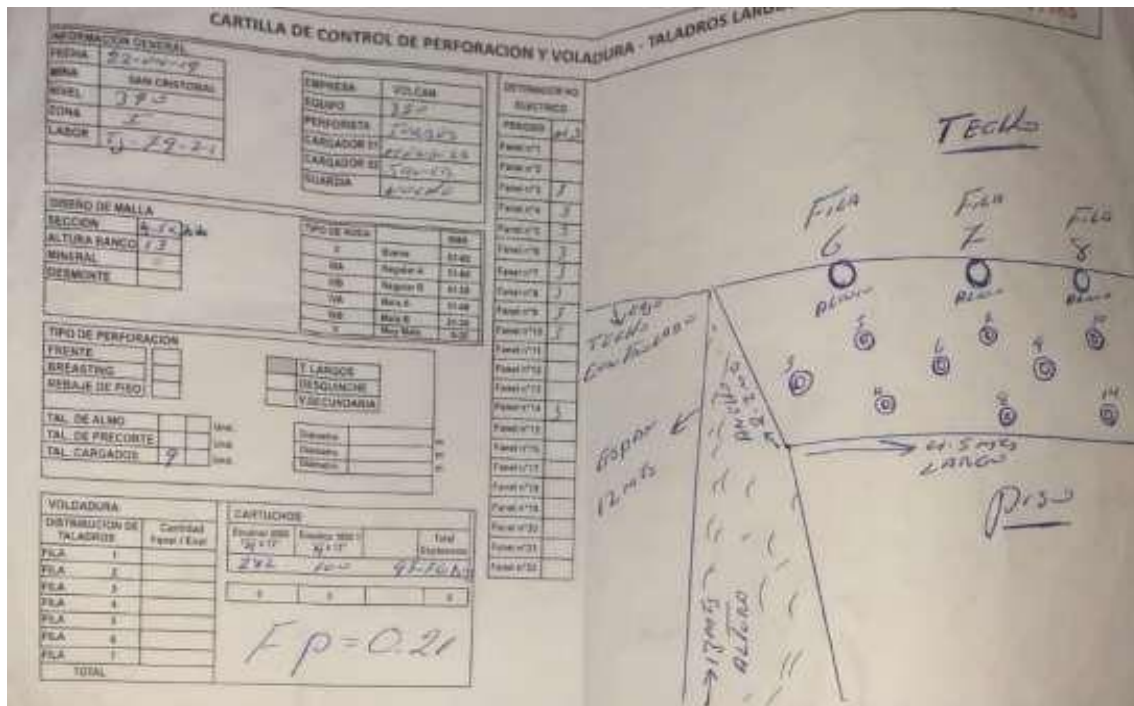
Cartilla de control de perforación y voladura



Nota. Imágenes propias.

Figura 44

Cartilla de control de perforación y voladura



Nota. Imágenes propias.

El uso de tubos concéntricos en tajos de taladros largos no se ha usado en todos los tajos, algunos tajos dependieron del tipo de roca ya que una vez entubado los taladros es necesario colocar otro tubo de diámetro menos a 1”. El uso de los tubos concéntricos en los tajos de taladros largos se realizó con la finalidad de disminuir el poder rompedor del explosivo, de acuerdo al tipo de roca de IIIB a IV A para evitar que se produzca descaje de la caja techo o sobre rotura de la caja techo o piso. También con esto se da seguridad al operador del scooptrams cuando este realice la limpieza de la carga del pie del tajo ya sea operado o de forma dirigido con el telemando. La cantidad de cartuchos por taladros sigue siendo la misma con tubos concéntrico o sin ellos.

Figura 45

Cantidad de cartuchos por taladros

PARA TALADROS CON TUBOS CONCENRICOS				
para tajos de 18 mts de altura de banco			15 mts de banco	
longitud de taladro (mts)	18.00		15.00	
taco (mts)	1.20		1.20	
longitud de carga (mts)	16.80		13.80	
longitud de cargar por cada cebo (mts)	5.60	para 3 cebos por taladro	4.60	
numero de cartuchos cortados por metro del taladro	3.20		3.20	
numero de cartuchos por cada espacio cebo	17.92	18 cartuchos por cada espacio de cebos	14.72	15 cartuchos por cada espacio de cebos
numero de cartuchos por taladro	53.76	54 cartuchos por taladro	44.16	44 cartuchos por taladro
PARA TALADROS SIN TUBOS CONCENRICOS				
para tajos de 18 mts de altura de banco			15 mts de banco	
longitud de taladro (mts)	18.00		15.00	
taco (mts)	1.20		1.20	
longitud de carga (mts)	16.80		13.80	
longitud de cargar por cada cebo (mts)	5.60	para 3 cebos por taladro	4.60	
numero de cartuchos cortados por metro del taladro	4.00		4.00	
numero de cartuchos por cada espacio cebo	22.4	22 cartuchos por cada espacio de cebos	18.40	19 cartuchos por cada espacio de cebos
numero de cartuchos por taladro	67.2	68 cartuchos por taladro	55.20	55 cartuchos por taladro
REDUCCION DE CARTUCHOS POR TALADRO				
PARA TAJOS DE 18 MTS DE ALTURA DE BANCO				
13.44		14 cartuchos por taladro		
PARA TAJOS DE 15 MTS DE ALTURA DE BANCO				
11.04		11 cartuchos por taladro		

Nota. Imágenes propias.

3.2.1.4 Costos

Los costos de los taladros largos con tubos concéntricos se presentan a continuación:

Figura 462

Costos taladros largos con tubos concéntricos

R-448 TALADROS LARGOS			
Avances		7.328	US\$/ tn.
Perforación		3.532	US\$/ tn.
Voladura		1.697	US\$/ tn.
Limpieza		1.819	US\$/ tn.
Relleno		0.612	US\$/ tn.
Transporte		2.000	US\$/ tn.
Supervisión		1.148	US\$/ tn.
COSTO R-448 TALADROS LARGOS		18.137	US\$/ tn.

3.2.2. Subniveles y frentes de perforación

Control de daño a la excavación (tema conceptual de aplicación en mina San Cristóbal).

Figura 47

Actividad en mina



Nota. Imagen propia.

Figura 48

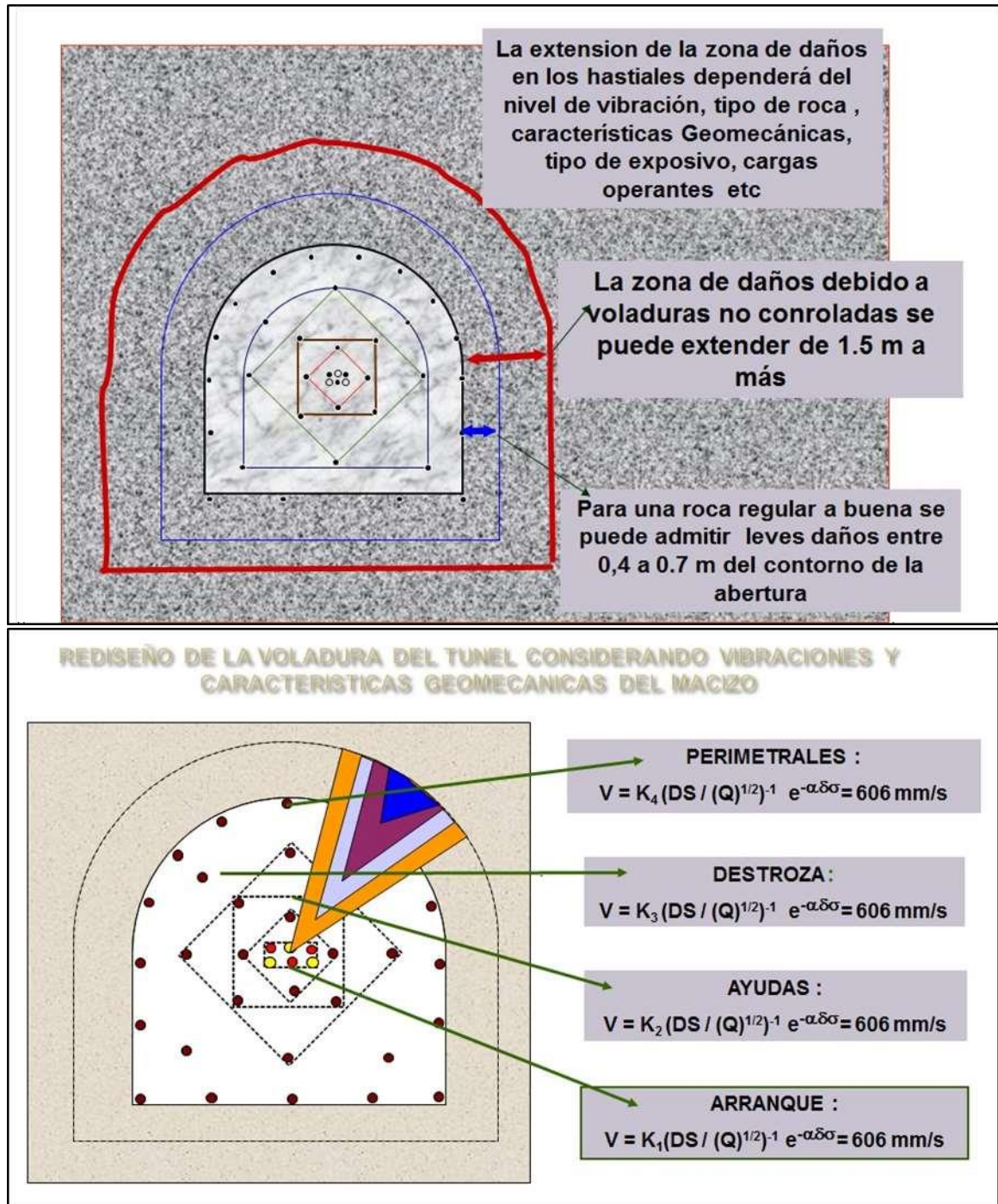
Aplicación de herramienta de taladro



Nota. Imagen propia.

Figura 49

Rediseño de la voladura considerando las vibraciones

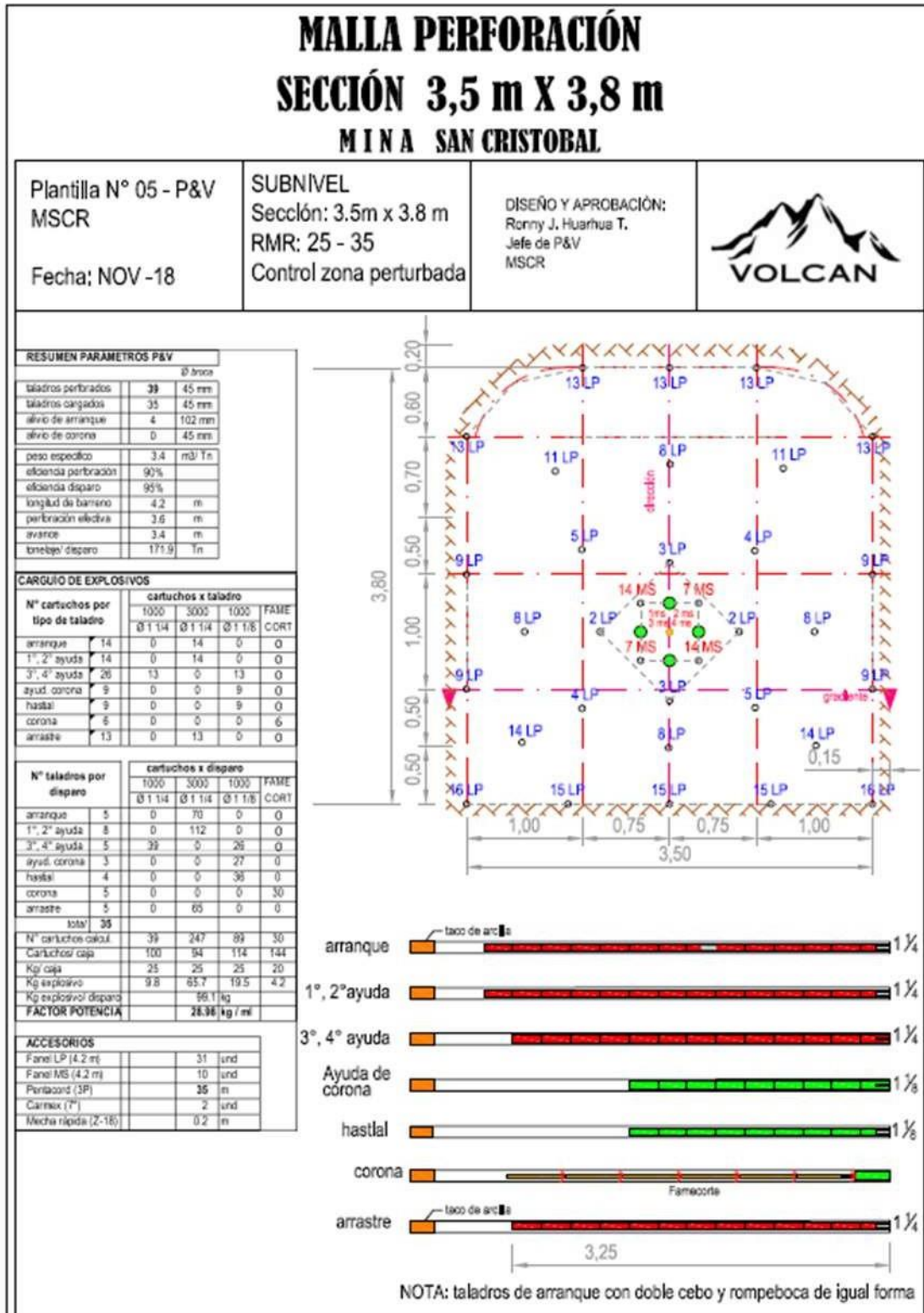


Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

3.2.2.1 Perforación

Figura 503

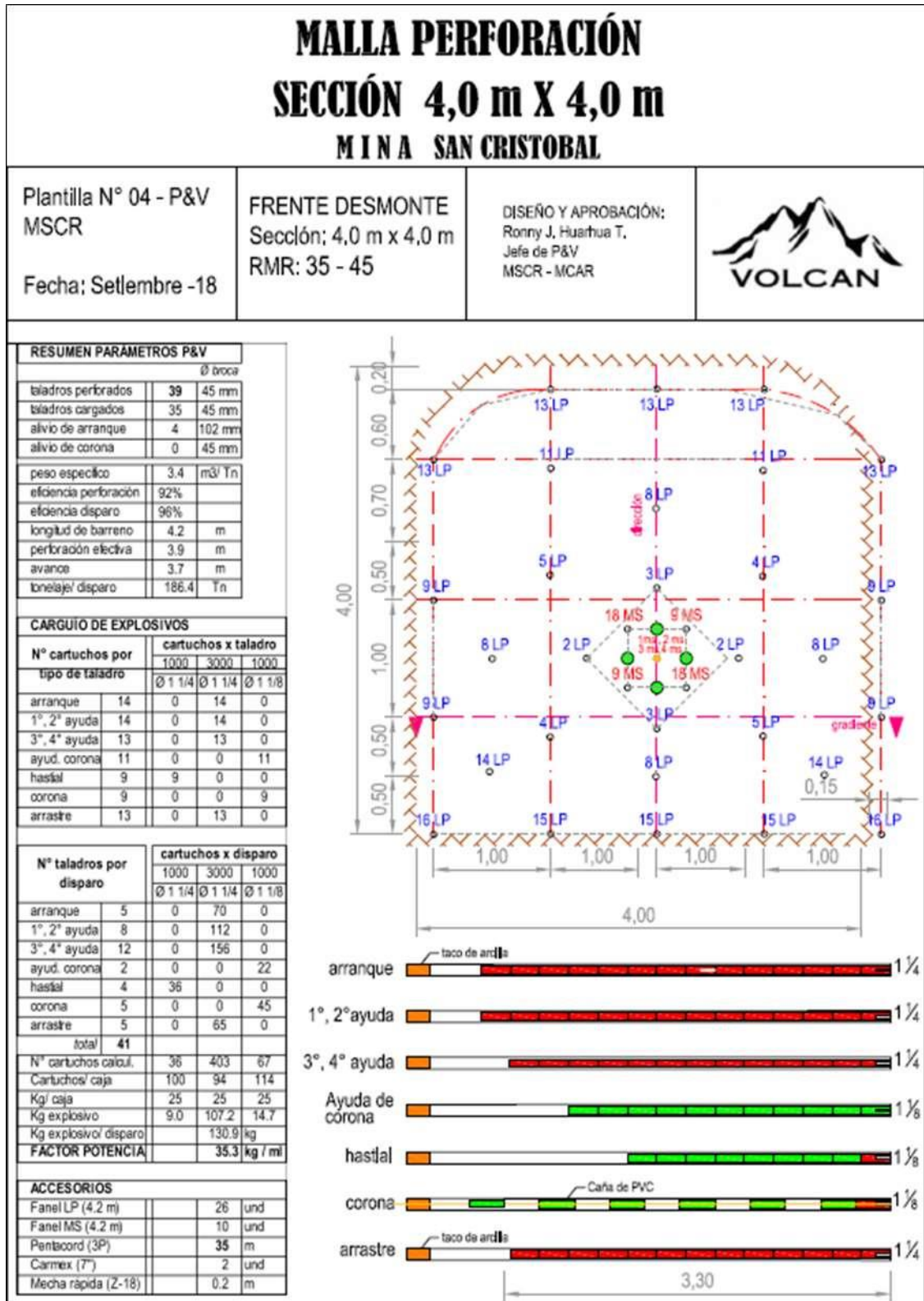
Diseño de mallas de perforación para subniveles



Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Figura 51

Diseño de mallas de perforación para desmonte



Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología

3.2.2.2 Voladura

Se realizará utilizando emulsión Matriz gasificable a granel.

La emulsión gasificante se encuentra formada por la solución microscópica oxidante dispersa la cual está estabilizada por un emulsificante.

Estas se sensibilizan antes de la carga a los taladros, a través de la carga gasificante de la solución hace que la mezcla sea de mayor densidad, la cual resiste al agua con mayor velocidad de detonación. Pasado los 2° minutos estos deben ser reposados para luego colocar el taco en el taladro.

Figura 52

Características para la voladura

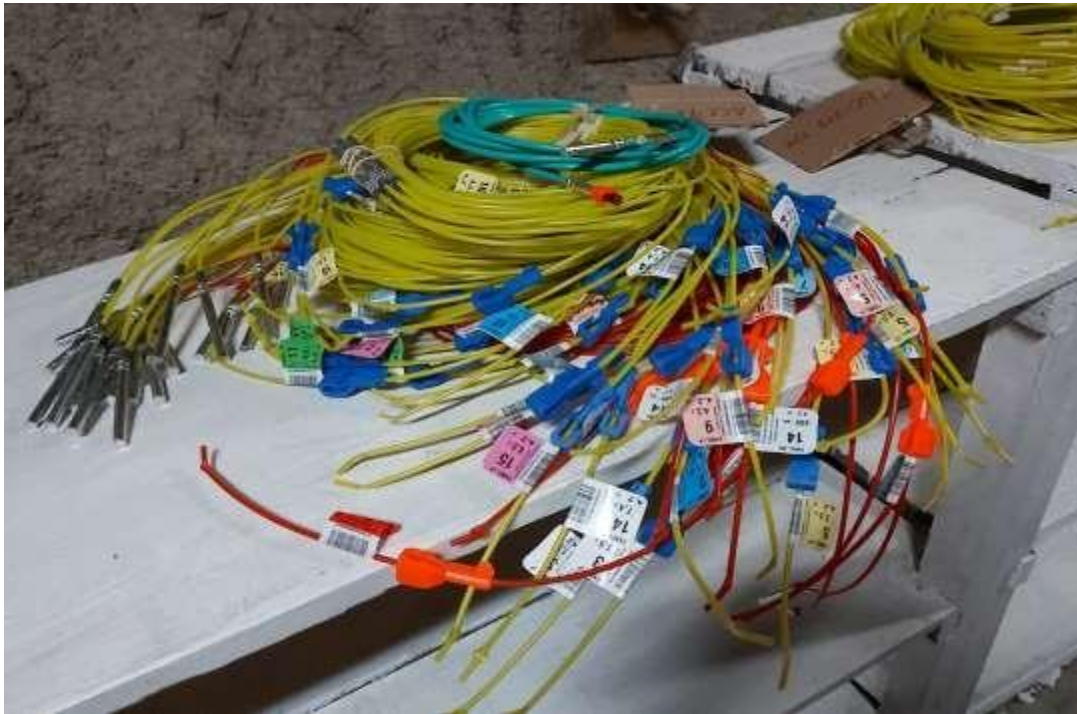
EXPLOSIVO	Emulsión matriz gasificable / Hidrogel a Granel no sensibilizado
CORDON DETONANTE	10, 15, 20, 25, 40m
ACCESORIO	Detonador no eléctrico 4.2 mt
FACTOR DE CARGA (Kg/m)	38 - 42

Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geología.

Logrando los controles requeridos de vibración por voladura de acuerdo a lo planificado no excediendo vibraciones (Velocidad pico partícula de 606mm/seg.).

Figura 53

Accesorio 1 para voladura



Nota. Imagen propia.

Figura 54

Detonantes para voladura



Nota. Imagen propia.

Figura 55

Instalación de voladuras



Nota. Imagen propia.

Figura 56

Determinación de ubicación de voladuras



Nota. Imagen propia.

Figura 57

Carguío de frentes con explosivo Emulnor de 3000x1 ¼”x12” para arranque, arrastres, cuadradores y ayudas y 1000 x1 ¼”x12” para corona.



Nota. Imagen propia.

Figura 58

Carguío de explosivos



Nota. Imágenes propias.

CAPÍTULO IV RESULTADOS

4.1. CONSUMO DE EXPLOSIVOS SIN TUBOS CONCENRICOS.

Tabla 16

Cantidad de explosivo sin tubos concéntricos.

PARA TALADROS LARGOS SIN TUBOS CONCENRICOS				
	PARA TAJOS DE 18 MTS DE ALTURA DE BANCO		TAJOS DE 15 MTS DE ALTURA DE BANCO	
LONGITUD DEL TALADRO (mts).	18.00		15.00	
TACO (mts).	1.20		1.20	
LONGITUD DE CARGA (mts).	16.80		13.80	
LONGITUD DE CARGA POR CADA CEBO (mts).	5.60	PARA 3 CEBOS POR TALADRO	4.60	
NUMERO DE CARTUCHOS CORTADOS POR CADA METRO DEL TALADRO	4.00		4.00	
NUMERO DE CARTUCHOS POR CADA ESPACIO CEBO	22.40	23 CARTUCHOS POR CADA ESPACIO DE CEBOS	18.40	19 CARTUCHOS POR CADA ESPACIO DE CEBOS
NUMERO DE CARTUCHOS POR TALADRO	67.20	67 CARTUCHOS POR TALADRO	55.20	55 CARTUCHOS POR TALADRO

Nota: Calculo propio.

4.2. CONSUMO DE EXPLOSIVOS CON TUBOS CONCÉNTRICOS.**Tabla 17***Cantidad de explosivo con tubos concéntricos.*

PARA TALADROS LARGOS CON TUBOS CONCÉNTRICOS				
	PARA TAJOS DE 18 MTS DE ALTURA DE BANCO		TAJOS DE 15 MTS DE ALTURA DE BANCO	
LONGITUD DEL TALADRO (mts).	18.00		15.00	
TACO (mts).	1.20		1.20	
LONGITUD DE CARGA (mts).	16.80		13.80	
LONGITUD DE CARGA POR CADA CEBOS (mts).	5.60	PARA 3 CEBOS POR TALADRO	4.60	
NUMERO DE CARTUCHOS CORTADOS POR CADA METRO DEL TALADRO	3.20		3.20	
NUMERO DE CARTUCHOS POR CADA ESPACIO CEBOS	17.92	18 CARTUCHOS POR CADA ESPACIO DE CEBOS	14.72	15 CARTUCHOS POR CADA ESPACIO DE CEBOS
NUMERO DE CARTUCHOS POR TALADRO	53.76	54 CARTUCHOS POR TALADRO	44.16	44 CARTUCHOS POR TALADRO

Nota: Calculo propio.**4.3. OPTIMIZACION DEL NUMERO DE CARTUCHOS POR TALADRO EN TAJO:****Tabla 18***Cantidad de explosivo con tubos concéntricos.*

OPTIMIZACION DE CARTUCHOS POR TALADRO	
PARA TAJO DE 18 MTS DE ALTURA DE BANCO	
NUMERO DE CARTUCHOS POR TALADRO	13.44
PARA TAJO DE 15 MTS DE ALTURA DE BANCO	
NUMERO DE CARTUCHOS POR TALADRO	11.04

Nota: Calculo propio.

4.4. OPTIMIZACION DE LOS COSTOS DE VOLADURA USANDO TUBOS**CONCENTRICOS.****Tabla 19***Cuadro de costos para un tajo de 18 metros de altura de banco.*

CUADRO DE COSTOS PARA UN TAJO DE 18 METROS DE ALTURA DE BANCO					
09 TALADROS POR TAJO DE 18 METROS DE ALTURA DE BANCO					
ITEMS	COSTOS (DOLARES \$)	TAJOS SIN TUBOS		TAJOS CON TUBOS CONCENRICOS	
		CANTIDAD DE MATERIALES PARA EL TAJO	COSTOS POR TAJO (\$)	CANTIDAD DE MATERIALES PARA EL TAJO	COSTOS POR TAJO (\$)
EMULNOR DE 1000 (1 1/4" x 12") 100 UNIDADES POR CAJA	0.36	216	77.76	172.8	62.21
EMULNOR DE 3000 (1 1/4" x 12") 94 UNIDADES POR CAJA	0.41	432	177.12	345.6	141.70
CORDON DETONANTE (PENT. 5P)	0.15	15	2.25	15	2.25
MECHA RAPIDA	0.35	0.2	0.07	0.2	0.07
GUIA ENSAMBLADA CARMEX 7"	0.53	2	1.06	2	1.06
FANEL DE 18 MTS PARA PERIODO CORTO	2.24	9	20.16	9	20.16
FANEL DE 15 MTS PARA PERIODO CORTO	2.11	9	18.99	9	18.99
FANEL DE 4.2 MTS PARA PERIODO CORTO	0.86	9	7.74	9	7.74
			305.15		254.17
OPTIMIZACION DE COSTOS (\$/TAJO)	50.98	\$/TAJO			

Nota: Calculo propio.

Figura 59*Optimización de costos*

Nota. Cálculo propio.

4.5. CONTROL DE LA VOLADURA CON TALADROS LARGOS

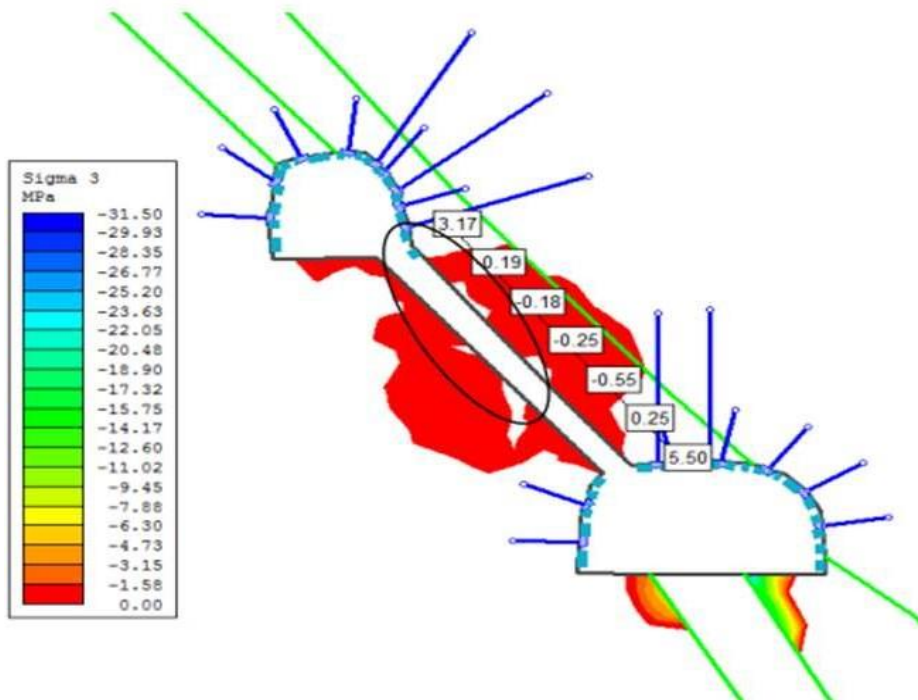
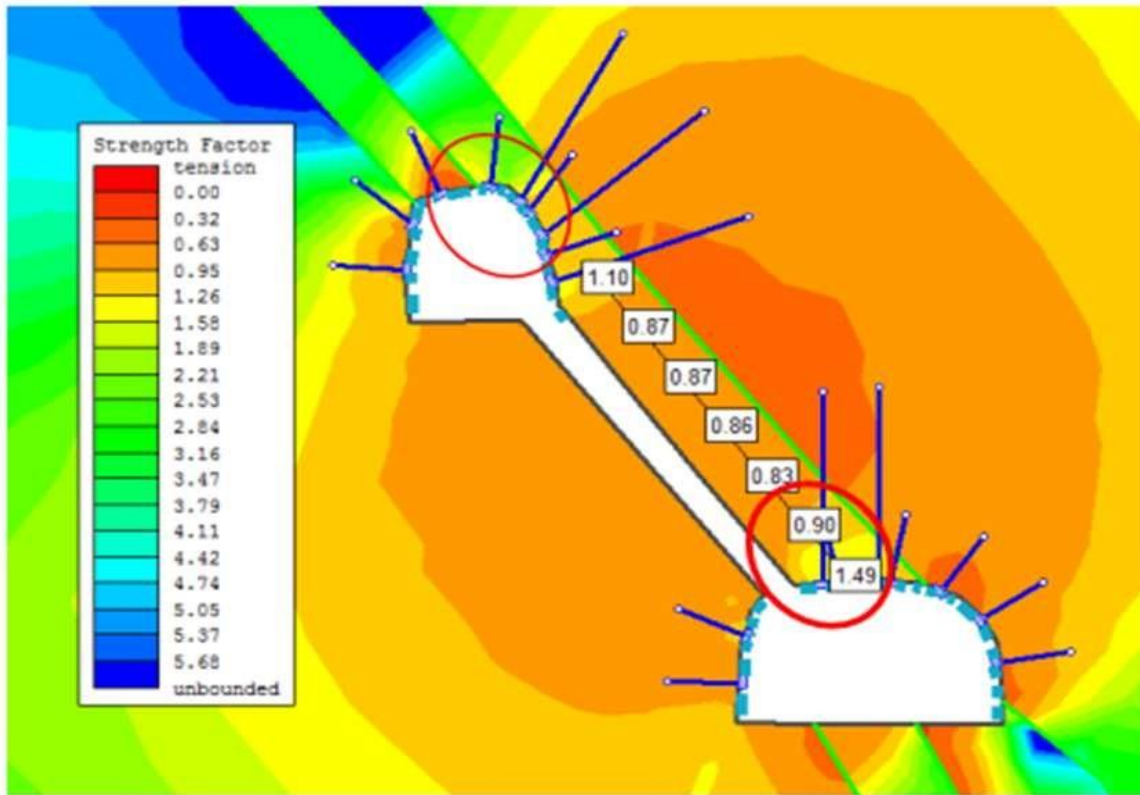
4.5.1. Estabilidad En Tajeos

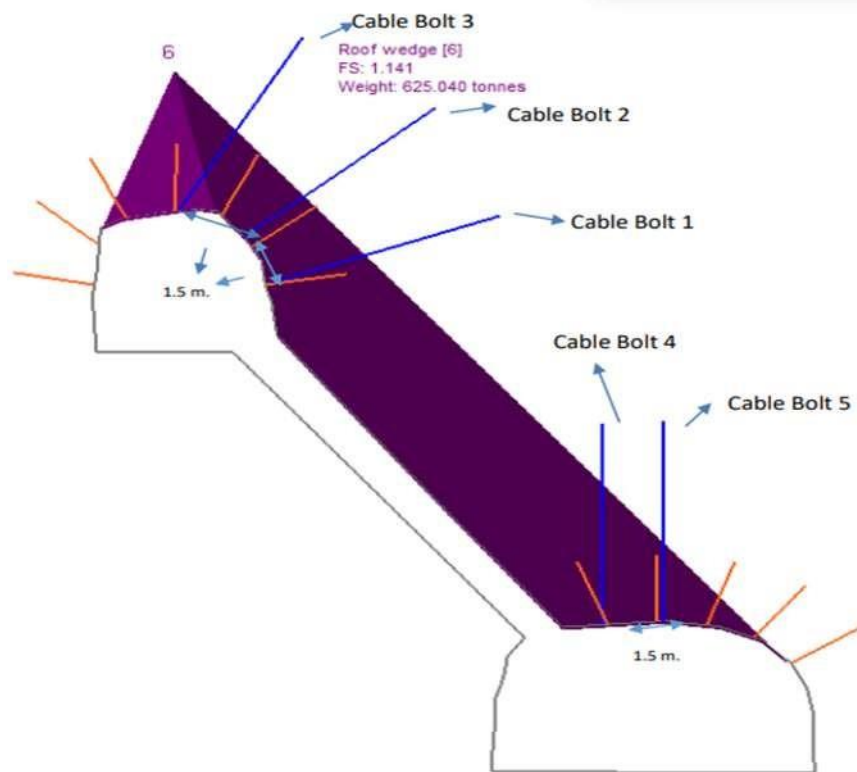
FACTOR DE SEGURIDAD (FS)

El cálculo del factor de seguridad se determinó utilizando el software Phase 2, donde se establece como criterio general de diseño que el FS sea igual o superior a 1, el criterio de rotura utilizado es de Hoek – Brown.

Figura 60

Factor de seguridad - software Phase 2





Nota. Tomado de Plan anual CIA VOLCAN S.A.A. departamento de geomecánica.

Nos indica que el método de explotación Bench and Fill (Banqueo y relleno) mantiene un factor de seguridad de 1.14, siendo superior al factor del método de explotación Over Cut and Fill (Breasting) que es 1.0, como se observa según la simulación para este tajo.

Esto se comprueba basado en los índices de accidentabilidad, frecuencia, severidad, históricos y actuales. El factor de seguridad de 1.14 del método Bench and Fill (Banqueo y relleno), es por el empleo de equipos con control remoto en el ciclo de limpieza, la aplicación de cable bolting como sostenimiento en los tajos, así evitando la exposición del personal a roca alterada por la voladura ya que es en este punto donde se manifiesta un mayor índice de accidentabilidad.

CONCLUSIONES

1. Se reduce el número de cartuchos para taladros largos en bancos de 18 mts : sin tubos concéntricos 67 cartuchos /tal y usando tubos concéntricos a 54 cartuchos /tal.
2. Se reduce el número de cartuchos para taladros largos en bancos de 15 mts : sin tubos concéntricos 55 cartuchos /tal , y usando tubos concéntricos a 44 cartuchos /tal.
3. Se optimiza los costos de voladura para taladros largos en bancos de 18 metros de U\$ 305.15 sin tubos concéntricos a U\$254.17 usando tubos concéntricos, teniendo un ahorro de U\$ 50.98
4. El control de la voladura para taladros largos se realiza a través del cálculo del factor de seguridad utilizando el software Phase 2, y el criterio general de diseño que el FS sea igual o superior a 1, el criterio de rotura utilizado es de Hoek – Brown; donde nos indica que el método de explotación Bench and Fill (Banqueo y relleno) mantiene un factor de seguridad de 1.14, muy superior al del método de explotación Over Cut and Fill (Breasting) que es 1.0, como se observa según la simulación para este tajo.
5. Con el uso de los tubos concéntricos en lo tajos de taladros largos se reducirá la dilución del mineral, en 30% y se garantizará la estabilidad de la caja techo y seguridad del personal operador de scooptrams en operaciones de extracción de mineral.

RECOMENDACIONES

- Al realizar el carguío de taladros largos los maestros cargadores, ayudantes cargadores, jefes de guardia y de más supervisores operativos deberán de cumplir con la recomendación del área de P&V en el uso de explosivos para caja techo y caja piso.
- Los maestros cargadores, ayudantes cargadores, jefes de guardia y de más supervisores deberán realizar el uso de tubos concéntricos en el proceso de carguío de taladros largos y cuidar la estabilidad de la caja techo y reducir la dilución del mineral.
- Los maestros cargadores, ayudantes cargadores, jefes de guardia y de más supervisores operativos deberán realizar el correcto levantamiento de los tajos en cuanto a la perforación y así garantizar un efectivo carguío de los taladros largos.
- Los maestros cargadores, ayudantes cargadores, jefes de guardia y de más supervisores operativos deben tener en cuenta la recomendación geomecánica para cada tajo de taladros largos.

BIBLIOGRAFÍA

- Bateman, A. (1957). *Yacimientos Minerales de Rendimiento Económico*. Barcelona, España: Ediciones Omega.
- Braja, D. (1994). *Fundamentos de Ingeniería Geotécnica*.
- EXSA. (2004). *Manual práctico de voladura* (Sexta ed.). s/F: EXSA.
- Harrison, J. (1943). *Geología de los Andes Centrales en parte del Departamento de Junín*. Lima, Perú: Sociedad Geológica del Perú.
- Hartman, L. (1992). *SME Mining Engineering Handbook*. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.
- Howard, L., & Mutmansky, J. (2002). *Introductory Mining Engineering*. Pensilvania, Estados Unidos : John Wiley & Son.
- Hustrulid, W., & Hustrulid, R. (2001). *Underground Mining Methods*. SME.
- Jorquera, M. (2015). *Método de explotación Bench and Fill y su aplicación en minera Michilla*. Santiago de Chile: Universidad de Chile .
- Llanque, O. (1999). *Explotación subterránea, métodos y casos prácticos*. (U. N. Perú, Ed.) Puno: Universidad Nacional de Altiplano.
- Llanque, O., Navarro, V., Durant, J., Coila, Y., Calderón, R., & Tapia, H. (1999). Explotación Subterránea, métodos y casos prácticos. *Elección del método y planificación de la mina*, 38-52.
- Lopez, C. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas*. España : Instituto geológico y minero de España.
- MacLaughlin, D. (1924). Geology and Physiography of the Peruvian Cordillera, Departments of Junin and Lima. *Bulletin of the geological society of America*, 35(3), 591–632. doi:<https://doi.org/10.1130/GSAB-35-591>
- Mina San Cristóbal. (2016). *Memoria anual 2016*. Yauli, Junin: CIA Volcan S.A.
- Mina San Cristobal. (2018). *Libro de reservas 2014-2018*. Yauli-Junin,: CIA Volcan S.A.
- Mina San Cristóbal,. (2015). *Estudio geomeánico San Cristobal*. Yauli, Junín: CIA Volcan SA.
- Moran, J. (2009). Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 755 en la unidad de Uchuccacua de la compañía de minas Buenaventura. *Universidad Nacional de Ingeniería*.
- Novitzky, A. (1975). *Métodos de explotación subterránea y planificación de minas*. Argentina

- Ramírez, P., & Alejano, L. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes*. Madrid : Red DESIR.
- Stoces, B. (1963). *Elección y crítica de los métodos de explotación en minería*. Ediciones Omega).
- Unidad Económica Administrativa (UEA) Carahuacra. (2017). *Técnico para las actividades a ser desarrolladas con explosivos y materiales relacionados*. Lima, Perú: Volcan compañía minera S. A. A.
- Volcan Compañía Minera S.A.A. (2013). *Memoria Anual 2012*. Lima: Volcan Compañía.
- Zea, B. I. (2017). Incremento de la producción aplicando el método de explotación taladros largos en la U.M. San Cristobal, Yauli - Junin. *Incremento de la producción aplicando el método de explotación taladros largos en la U.M. San Cristobal, Yauli - Junin*. Cusco, Peru.