

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

“Aplicación del Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas, para Mejorar la productividad en la Unidad Minera Yauliyacu- 2018”

Presentado por:

Jerry Emilio Avalos Aymara

José Carlos Juro Zavala

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2022



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



“TESIS”

**“APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES CON TALADROS
LARGOS EN VETAS ANGOSTAS, PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN LA UNIDAD
MINERA YAULIYACU- 2018”**

Presentado por **Jerry Emilio Avalos Aymara** y **José Carlos Juro Zavala**, para optar el

Título de:

INGENIERO DE MINAS

Sustentado y aprobado el 26 de noviembre del 2021, ante el jurado:

Presidente:



Mtro. Franklin Aguirre Huillcas

Primer Miembro:




Ing. Hilario Carrasco Kolque

Segundo Miembro:



Mtro. Walquer Huacani Calsin

Asesor:



Mtro. José Adolfo Cárdenas Catalán

Agradecimiento

A la universidad que fue la casa de estudios que me dio la oportunidad de crecer profesionalmente, a los docentes de la escuela académico profesional de Ingeniería de Minas, quienes me apoyaron y brindaron sus enseñanzas las cuales me fortalecieron en el crecimiento de mi vida profesional. A mis amigos que compartimos experiencias y esfuerzo en los trabajos que realizamos en mi vida universitaria.

Jerry Emilio Avalos Aymara

Agradezco a la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, a los docentes de la escuela académico profesional de Ingeniería de Minas, que compartieron sus experiencias profesionales, también agradecer a mis compañeros y amigos, con quienes compartí parte de mi vida en los días y noches de estudio.

José Carlos Juro Zavala



Dedicatoria

A mi madre por darme el apoyo incondicional para continuar adelante y seguir con mi vida profesional a pesar que tuvimos muchas adversidades, pero aun así con su esfuerzo de madre luchadora me dio motivación y fuerzas para seguir adelante. A mis docentes que me apoyaron en la elaboración de mi tesis, y también dedico a mis amigos que me dieron consejos constructivos.

Jerry Emilio Avalos Aymara

Este trabajo lo dedicó a mis padres, que sin dudar dieron todo su esfuerzo y apoyo para poder cumplir mi objetivo de ser profesional, también lo dedico a mi hermano quien fue una motivación para seguir adelante.

José Carlos Juro Zavala



“Aplicación del Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas, para Mejorar la productividad en la Unidad Minera Yauliyacu- 2018”

Línea de investigación: minería y procesamiento de minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	3
ABSTRACT	4
CAPÍTULO I	5
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	5
1.1 Descripción del Problema.....	5
1.2 Enunciado del Problema.....	5
1.2.1 Problema General.....	5
1.2.2 Problema Especifico	6
1.3 Justificación.....	6
CAPÍTULO II	7
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	7
2.1 Objetivos de la Investigación	7
2.1.1 Objetivo General.....	7
2.1.2 Objetivo Especifico.....	7
2.2 Hipótesis de la Investigación.....	7
2.2.1 Hipótesis General.....	7
2.2.2 Hipótesis Especifico.....	7
2.3 Operacionalización de Variables (variable, indicador, índice).....	8
CAPÍTULO III	9
MARCO TEÓRICO	9
3.1 Antecedentes Internacionales.	9
3.2 Antecedentes nacionales.....	9
3.3 Marco Referencial.	10
3.3.1 Ubicación	10
3.3.2 Explotación de Minas	14
3.3.3 Elección de un Método de Explotación.	14
3.3.4 Explotación por Taladros Largos.....	14



3.3.5	Métodos de minado empleando taladros largos.....	16
3.3.6	Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas.....	17
3.3.7	Explotación de tajos por subniveles.....	21
3.3.8	Modelos matemáticos para determinar la malla de perforación.....	25
3.3.9	Consideraciones Geomecánicas.....	27
3.4	Definición de Términos (Marco conceptual).....	46
3.4.1	Labores Mineras.....	46
3.4.2	Actividades Mineras (Ciclo minado).....	48
CAPÍTULO IV		50
DISEÑO METODOLOGICO.....		50
4.1	Tipo y Diseño de la Investigación.....	50
4.1.1	Tipo.....	50
4.1.2	Diseño.....	50
4.2	Población y Muestra.....	50
4.2.1	Población.....	50
4.2.2	Muestra.....	50
4.3	Procedimiento de la Investigación.....	50
4.4	Material de Investigación.....	51
4.5	Instrumentos de Investigación.....	51
4.6	Plan de Tratamiento de Datos.....	51
CAPÍTULO V.....		52
RESULTADOS.....		52
5.1	Descripción de los resultados.....	52
5.1.1	Análisis geomecánico TJ-395 sección V.....	52
5.1.2	Cálculo del ciclo de minado en la unidad minera Yauliyacu - 2018.....	55
5.1.3	Cálculo del costo de minado del método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado en la unidad minera Yauliyacu – 2018.....	55
5.1.4	Producción mensual de mineral por el método de explotación de corte y relleno ascendente semi-mecanizado en la unidad minera Yauliyacu – 2018.....	79
5.1.5	Análisis Geomecánico TJ-1575 Sección II.....	79



5.1.6	Cálculo del costo de minado por el método de taladros largos en vetas angostas en la unidad minera Yauliyacu – 2018.	83
5.1.7	Producción mensual de mineral por el método de taladros largos en vetas angostas en la unidad minera Yauliyacu – 2018.	98
5.1.8	Ciclo de minado del método de explotación por corte y relleno ascendente semi-mecanizado & el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas.	99
5.1.9	Costo de minado por Corte y Relleno Ascendente Semi-mecanizado VS costo minado de método de explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetangostas.	100
5.1.10	Costo del consumo de elementos de sostenimiento por el método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado & el método de taladros largos en vetas angostas en la unidad minera Yauliyacu – 2018.	101
5.1.11	Resumen de la producción promedio mensual entre los métodos de producción de corte y relleno ascendente semi-mecanizado & el método de taladro largos en vetas angostas en la unidad minera Yauliyacu – 2018.	101
5.2	Discusión de resultados	102
5.2.1	Análisis de resultados del ciclo de minado entre los métodos de corte y relleno ascendente vs el método de taladros largos en vetas.....	102
5.2.2	Análisis de resultados del costo de minado entre el método de corte y relleno ascendente y el método de taladros largos en vetas.	104
5.2.3	Análisis de resultados del costo excesivo de los elementos de sostenimiento entre los métodos de explotación de corte y relleno ascendente y el método de taladros largos en vetas.	106
5.2.4	Análisis de la producción mensual entre los métodos de explotación de corte y relleno ascendente vs el método de taladros largos en vetas.....	111
CAPÍTULO VI		113
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		113
6.1	Conclusiones	113
6.2	Recomendaciones	114
BIBLIOGRAFÍA.....		115
ANEXOS.....		117



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 — Variables, indicares y/o índices.....	8
Tabla 2 — Constante K_b para determinar según la densidad del explosivo y la clase de roca.....	27
Tabla 3 — Constante K_e para determinar el burden según el periodo de los retardos	27
Tabla 4 — Valores promedios de resistencia a la compresión simple de diferentes rocas según Bieniawski	29
Tabla 5 — Resistencia de la compresión de la roca y su valoración numérica según Bieniawski .	30
Tabla 6 — Índice de calidad de la roca RQD (Rock Quality Designation) y su valoración	31
Tabla 7 — Espaciamiento de discontinuidades y su valoración	32
Tabla 8 — Apertura de discontinuidades y su valoración según la clasificación de Bieniawski....	32
Tabla 9 — Persistencia de discontinuidades y su valoración según la clasificación de Bieniawski	33
Tabla 10 — Rugosidad y su valoración según la clasificación de Bieniawski	33
Tabla 11 — Relleno de discontinuidades y su valoración según la clasificación de Bieniawski....	33
Tabla 12 — Alteración de discontinuidades y su valoración según la clasificación de Bieniawski	34
Tabla 13 — Obtención de la presencia de agua en el macizo rocoso	34
Tabla 14 — Clasificación de Bieniawski para la determinación de los buzamientos con respecto al efecto relativo con relación al eje del túnel	35
Tabla 15 — Valoración de la orientación de las discontinuidades para túneles y minas	35
Tabla 16 — Clasificación de Barton de los macizos rocosos, índice de calidad Q.....	37
Tabla 17 — índice de calidad de roca, para el cálculo del Q de Barton.....	38
Tabla 18 — Descripción y valoración del grado de fracturamiento del macizo rocoso.....	39
Tabla 19 — Está basada por la relación o el contacto entre las dos caras de la junta.....	39
Tabla 20 — Factor de reducción por la presencia de agua.....	40
Tabla 21 — Índice de alteración de discontinuidades Ja. Mide las alteraciones de las juntas	41
Tabla 22 — Condiciones tensionales o factor del estado tensional del macizo rocoso (stress reduction factor, SRF)	42
Tabla 23 — Valores del índice ESR (excavación support radio) de la clasificación Q, Barton (2000)	43
Tabla 24 — Tiempos promedio en horas de cada operación minera	55
Tabla 25 — Constante K_b para calcular el burden.....	60
Tabla 26 — Constante K_e para determinar el burden según el periodo de los retardos.....	60
Tabla 27 — Datos de vida útil del equipo de perforación y de los aceros de perforación	64
Tabla 28 — Resumen de costos de máquinas y accesorios en dólares por mes.....	67
Tabla 29 — Resumen de costo de aceros de perforación durante el tiempo de investigación en dólares por mes	67



Tabla 30 — Datos de campo del tajo para realizar sostenimiento Split set más malla metálica eslabonada	68
Tabla 31 — Consumo promedio de malla eslabonada metálica 2"x2" alambre BWG10 en dólares por mes	71
Tabla 32 — Diagrama de líneas del consumo de Split set en dólares por mes	71
Tabla 33 — Promedio de consumo de elementos de sostenimiento \$/mes	72
Tabla 34 — Datos de campo para voladura, para el cálculo del costo de explosivos	73
Tabla 35 — Cantidad de explosivo consumido en \$/mes	74
Tabla 36 — Resumen del costo de explosivos en dólares por mes	75
Tabla 37 — Resumen de costos de operación mina	78
Tabla 38 — Promedio de toneladas de mineral extraídas por cada mes del tajo 395	79
Tabla 39 — Características geomecánicas de la arenisca silicificadas	81
Tabla 40 — Tiempo promedio en horas de cada operación minera	83
Tabla 41 — Parámetros de minado para el método de minado por taladros largos en vetas angostas	85
Tabla 42 — Datos obtenidos de la unidad minera de estudios de rendimiento de aceros	88
Tabla 43 — Resumen costos promedio de consumo de aceros de perforación por mes	89
Tabla 44 — Diseño de carga para los taladros del slot con una sección de 1,50m x 1,50m y diseño de carga para taladros de producción para una mineralización con un RMR de 45 a 50	91
Tabla 45 — Distribución de carga de los taladros del slot	93
Tabla 46 — Factor de potencia para los taladros del slot	93
Tabla 47 — Resumen del costo de consumo de explosivos por mes	94
Tabla 48 — Resumen de promedio de Costo total de explosivos durante los 6 meses de explotación	94
Tabla 49 — Resumen de costo de minado por taladros largos en vetas angostas	97
Tabla 50 — Tiempo promedio en horas del método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado & el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas	99
Tabla 51 — Comparación de los costos del método de taladros largos VS corte y relleno ascendente mecanizado	100
Tabla 52 — Costos de sostenimiento método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado & taladros largos en vetas angostas	101
Tabla 53 — Resumen de resultados de método de taladros largos VS corte y relleno ascendente mecanizado	102
Tabla 54 — Tiempos promedio en horas de cada actividad minera	103
Tabla 55 — Resultados del costo de minado entre el método de corte y relleno ascendente	104
Tabla 56 — Resultados del costo de minado del método de taladros largos en vetas	105



Tabla 57 — Costo de consumo promedio de Split set y malla eslabonada en dólares por mes....	106
Tabla 58 — Matriz de consistencia	134



ÍNDICE DE FIGURAS.

Figura 1 — Ubicación de la unidad minera Yauliyacu-Quenuales.....	11
Figura 2 — Estratigrafía de Unidad Minera Yauliyacu	12
Figura 3 — Geología Estructural de UM Yauliyacu.....	13
Figura 4 — Tipo de columna y longitud de taladros.....	21
Figura 5 — Perforadora electrohidráulica para taladros largos MUKI LHB de RESEMIN.....	22
Figura 6 — Scoop de 2,2 yd ³ modelo JOY 4LD para limpieza en secciones angostas	24
Figura 7 — Diseño y preparación para la explotación del tajo	25
Figura 8 — Testigos de perforación diamantina.....	30
Figura 9 — Caracterización geotécnica del macizo rocoso según el grado de fracturamiento y resistencia GSI modificada con 5 categorías y dos parámetros para la evaluación del macizo rocoso	36
Figura 10 — Categoría de sostenimiento a partir del índice Q, Barton (2000).....	44
Figura 11 — Desviación del sentido de las tensiones	46
Figura 12 — Reporte geomecánico, cálculo del RMR según el departamento de geomecánica	53
Figura 13 — Recomendación geomecánica del tajo 395	54
Figura 14 — Rampa basculante con una longitud de 20 m con gradiente (+-15%)	56
Figura 15 — Sistema de extracción nivel 1700 y nivel 3900 hacia superficie mediante locomotoras trolley y skip.....	57
Figura 16 — Ciclo de minado de corte y relleno ascendente semi-mecanizado con taladros en realce	59
Figura 17 — Diseño de malla de perforación con salida en “V”	61
Figura 18 — Número de taladros perforados por sección	63
Figura 19 — Líneas de costo de consumo de aceros de perforación en dólares por mes	67
Figura 20 — Diseño de túnel de perfil para realizar sostenimiento.....	69
Figura 21 — Costo promedio de sostenimiento en dólares por mes.....	72
Figura 22 — Diagrama de barras del costo operativo de la producción en dólares por tonelada ...	78
Figura 23 — Recomendación geomecánica pernos sistemáticos espaciados 1,2m x 1,2m mas malla metálica	80
Figura 24 — Análisis geomecánico antes del relleno del tajo con el software Phase 2.....	81
Figura 25 — Análisis geomecánico después relleno del tajo con el software	82
Figura 26 — Secuencia de minado por fases de perforación y voladura en retirada del tajo 1575	84
Figura 27 — Diseño de malla de perforación con taladros de producción de 64 mm y taladros de alivio de 127 mm para las chimeneas slot.....	84
Figura 28 — Diseño de malla de perforación para el VCR y secuencia de salida para las cuatro (4) secciones que se realizara la voladura en retirada.....	86



Figura 29 — Marcado de secciones para realizar la perforación de taladros largos.....	87
Figura 30 — Consumo de aceros de perforación en dólares por mes, en la cual se observa que en el mes de enero se llegó a consumir cerca de 5000, 00 dólares por mes	89
Figura 31 — Diseño de carga de los taladros de slot y taladros de producción.....	92
Figura 32 — Consumo de explosivos en dólares por mes, en el mes de marzo se elevó el consumo de explosivos.....	95
Figura 33 — El costo de minado en dólares por tonelada es más elevado en el alquiler de equipos y el relleno de tajo vacío	98
Figura 34 — La producción promedio de mineral en toneladas por mes se elevó en junio acercándose a los 6000,00 toneladas por mes	98
Figura 35 — Tiempo promedio de operación mina es más elevada por el método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado	99
Figura 36 — El Costo de minado por el Método de taladros largos es mucho menos costoso que por el método de Corte y relleno ascendente semi-mecanizado	100
Figura 37 — Costo de sostenimiento es mucho mayor por el método de explotación de corte y relleno ascendente semi-mecanizado	101
Figura 38 — Producción en toneladas por mes por ambos métodos de explotación donde se observa que por el método de taladros largos es mucho mayor la producción	102
Figura 39 — Extracción y relleno mediante rampa basculante por el método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado	105
Figura 40 — Plano de perfil en la cual se detalla los pisos de las diferentes labores	107
Figura 41 — Galería 231 norte que representa al piso 1, con un RMR que varía de 42-46 en donde la recomendación geomecánica que requiere es de malla eslabonada más Split set de 5 pies de gradiente a gradiente	108
Figura 42 — Subnivel 231-2N que representa al piso 2 en la cual muestra un RMR de 50-52 según la recomendación geomecánica nos indica Split set de 5 pies sistemático de gradiente a gradiente	109
Figura 43 — Subnivel 231-3N que representa al piso 3 con un RMR de 46-52 según la recomendación geomecánica que detalla requiere de un sostenimiento sistemático de Split set de 5 pies de gradiente a gradiente	110
Figura 44 — Promedio de toneladas extraídas de mineral por mes realizada en un estudio desde el mes de enero hasta el mes junio del año 2018	111
Figura 45 — Posicionamiento de equipo para la perforación de taladros largos en negativo.	118
Figura 46 — Control de equipo de jumbo de taladros largos, perforación de slot.	118
Figura 47 — Desgaste de la broca retráctil T-38 usadas en la perforación de taladros largos en roca dura.....	119



Figura 48 — Refugio con caceta para el resguardo del operador de scoop-tram y la operación segura con telemando.	119
Figura 49 — Pintado de la estructura de la veta en TJ-1575 tercer nivel con RMR 55, con sostenimiento sistemático.	120
Figura 50 — Pintado de la estructura del primer nivel con RMR de 45, con sostenimiento malla y Split set.....	120
Figura 51 — Pintado de secciones y puntos para el inicio de perforación de los taladros largos en el tajo 1575.....	121
Figura 52 — Taladros perforados en negativo con sus respectivos tubos de PVC para evitar que se tapen los taladros.....	121
Figura 53 — Vista desde la parte superior de Taladros perforados en negativo con sus respectivos costales y tubos de PVC para evitar que se tapen.	122
Figura 54 — Carguío de taladros con ANFO y con detonadores no eléctricos para realizar la voladura de slot en negativo.....	122
Figura 55 — Conexión de retardos según la secuencia de salida de los taladros con línea troncal con cordón detonante de 5p.....	123
Figura 56 — Vista del slot después de realizar la voladura.	123
Figura 57 — Secciones después de realizar la voladura de taladros en negativo.	124
Figura 58 — Relleno de tajo con scoop-tramp CAT R1300, de capacidad de 4.2 yd3.	124
Figura 59 — Reporte de control de scoop-tramp.....	125
Figura 60 — Scoop-tramp OVERPRAIM de capacidad de 1.5 yd3 para limpieza del tajo 395 de la sección V, de la zona baja.	125
Figura 61 — Sala de capacitación interior mina.	126
Figura 62 — Plano en perfil y en planta del tajo 395 Veta-C de la Sección V.....	127
Figura 63 — Plano del Tajo 1575(Tj-231) Veta H.....	128
Figura 64 — Diseño de malla en planta Tj-1575 desde la sección 58 hasta la sección 91.	129
Figura 65 — Diseño de malla en planta de Tj-1575.	130
Figura 66 — Diseño de malla en perfil del taladro en negativo de la sección 58.	131
Figura 67 — Diseño de malla en perfil de taladros en negativo de la Sección 59.....	132
Figura 68 — Dimensiones del jumbo electro hidráulico para taladros largos.	133

INTRODUCCIÓN

En la Unidad Minera Yauliyacu se extraen principalmente minerales polimetálicos que son característicos de la sierra central del Perú. La planta de la Unidad Minera produce concentrados de zinc, plata, plomo y cobre que son extraídos de las estructuras y cuerpos mineralizados, la Unidad Minera se divide en dos zonas las cuales son: Zona Alta (secciones I, II y III) y Zona baja (secciones IV, V, VI y VII), en este caso nos centraremos principalmente en la sección II y la sección V que se encuentran en la zona alta y en la zona baja respectivamente, la UM Yauliyacu cuenta con importantes reservas de mineral de cuerpos mineralizados. A inicios de la privatización de esta mina, estos yacimientos se explotaban mediante el método minado Open stoping (Método de Explotación que solo se aplicaba en estructuras verticales, que consiste en la explotación convencional mediante rebanadas haciendo uso de puntales y tablas como sostenimiento y piso para realizar el minado) y el método de corte y relleno ascendente convencional estos métodos de minado se aplicaron en mineralizaciones con leyes altas, años después al ser adquirido por la unidad minera Yauliyacu y asumir el control de las operaciones mineras desde el año 1997 con la finalidad de incrementar la producción, con bajos costos, mayor seguridad y mayor producción se empleó el método de explotación por subniveles con taladros largos (sublevel stoping). Hoy en día al contar con una planta de mayor capacidad y poder abastecer dicha planta se planteó implementar la recuperación del mineral de vetas que ya fueron explotados (rellenos antiguos pero que tienen leyes altas en las cajas), mediante el método de minado por subniveles, pero al no ser suficiente para abastecer a la planta y/o incrementar el volumen de las reservas minables y de seguir aumentando en la producción mensual se implementa el método de minado por subniveles con taladros largos en vetas angostas ya que estas estructuras tienen leyes altas que son suficientes para costear la extracción, este trabajo que tiene como objetivo principal, mejorar la productividad aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas, en la Unidad Minera Yauliyacu es una opción viable para incrementar la producción mensual y anual. La metodología de la investigación es el tipo descriptivo y aplicada, el estudio tiene en cuenta la mejora económica de la empresa mediante la aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas, el diseño de investigación es una investigación de causa - efecto, por que busca determinar el análisis de la aplicación del método de explotación por subniveles en vetas angostas con taladros largos, el cual implicará una descripción del cómo se logrará mejorar la productividad. Con el presente trabajo de tesis de aplicación del Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetangostas con potencia promedio de veta de de 0,80 metros a 1,50 metros, buzamiento promedio de veta de 65° y rumbo de veta de N50°E, permitió el aumento en la producción mensual, aumentando la producción en la extracción de mineral, por otro lado se minimizó la exposición del personal en labores angostas mejorando de tal forma la seguridad del trabajador minero, esto hace que el método

de explotación por corte y relleno ascendente semi-mecanizado sea desplazado por el método explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas, al resultar un método de explotación más eficiente. De tal forma este método es confiable de menor costo y mayor producción, que incrementó la producción promedio en la explotación de la llamada veta “H” y otras estructuras que están siendo descubiertas mediante los sondajes diamantinos, con el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas buscamos una minería de mayor producción, con altos estándares de calidad, seguridad y protección al medio ambiente y reducción clara del índice de accidentabilidad de la unidad minera.

RESUMEN

El presente trabajo de tesis trata sobre el problema en la producción en el corte y relleno ascendente semi-mecanizado en la Unidad Minera Yauliyacu, donde se vio la importancia de mejorar la producción y así cumplir con el planeamiento realizado y obteniendo utilidades óptimas. El trabajo de tesis se realizó haciendo comparaciones del corte y relleno ascendente semi-mecanizado en el tajo 395 sección 5 nivel 3900 zona baja y el método de extracción por taladros largos en vetas angostas veta "H" tajo 1575 nivel 1200 sección 2 zona alta, en estas comparaciones se observa que en un inicio el costo de minado con la aplicación de taladros largos en vetas angosta es elevado en comparación con el método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado, se va observando una diferencia si se evalúan a mediano plazo donde la aplicación de taladros largos en vetas angostas es mucho más rentable debido a que el tonelaje se incrementó y se llega a lo planificado. El objetivo de esta tesis es mejorar la productividad aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad Minera Yauliyacu y con ello también. optimizar el ciclo de minado, reducir el costo del consumo de aceros de perforación, explosivos y accesorios de voladura reducir el excesivo consumo de los elementos empleados para el sostenimiento, optimizar en la producción mensual de mineral. La metodología empleada en la Investigación en el tipo de investigación es descriptivo y aplicativo, en el diseño es una investigación causa – efecto. Los resultados responden estrictamente a los objetivos planteados son los siguientes, se optimizo el ciclo de minado de 10,16 horas guardia a 6,58 horas guardia, teniendo una diferencia de 3,58 el costo de consumo de sostenimiento se redujo de 4,31 \$/ton a 0,00 \$/ton y como último resultado se optimizo la producción mensual de 1335,75 toneladas/mes a 5223,21 toneladas por mes

las conclusiones a las que se llegó con las siguientes: el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas logró optimizar el ciclo de minado en la extracción de mineral tal como se puede constatar en la tabla 26 de 10,16 horas/guardia a 6,58 horas/guardia, se reduce el costo del consumo de aceros de perforación, consumo de explosivos y en el consumo de accesorios de voladura de 4,16 \$/t a 1,66 \$/t. así mismo se redujo los costos de consumo de sostenimiento de 4,31 \$/ton a 0,00 \$/ton, también se optimiza la producción mensual de 1335,75 toneladas/mes a 5223,21 toneladas por mes.

Palabras clave:

Galerías, productividad, slot, taladros largos, vetas angostas.

ABSTRACT

This thesis work deals with the problem in production in the semi-mechanized ascending cutting and filling in the Yauliyacu Mining Unit, where the importance of improving production was seen and thus complying with the planning carried out and obtaining optimal profits. The thesis work was carried out by making comparisons of the semi-mechanized upward cut and fill in pit 395 section 5 level 3900 low zone and the method of exploitation by long holes in narrow veins vein "H" pit 1575 level 1200 section 2 high zone, in These comparisons show that initially the cost of mining with the application of long holes in narrow veins is high compared to the semi-mechanized ascending cutting and filling method, a difference is observed if they are evaluated in the medium term where the application Long hole drilling in narrow veins is much more profitable because tonnage is increased and is being achieved as planned. The objective of this thesis is to improve productivity by applying the sublevel mining method with long holes in narrow veins in the Yauliyacu Mining Unit and with it as well. optimize the mining cycle, reduce the cost of consumption of drilling steels, explosives and blasting accessories, reduce the excessive consumption of support elements, optimize the monthly production of ore. The methodology used in the investigation in the type of investigation is descriptive and applicative, in the design. Is a cause - effect investigation. The results strictly respond to the objectives set are the following, the mining cycle was optimized from 10,16 hours guard to 6,58 hours guard, having a difference of 3,58 the cost of maintenance consumption was reduced from 4,31 \$ / ton to \$ 0,00 / ton and as a last result, the monthly production was optimized from 1335,75 tons / month to 5223,21 tons per month

the conclusions reached with the following: the sublevel mining method with long holes in narrow veins was able to optimize the mining cycle in mineral extraction, as can be seen in table 26 of 10,16 hours / guard to 6,58 hours / guard, the cost of the consumption of drilling steels, the consumption of explosives and the consumption of blasting accessories is reduced from \$ 4,16 / t to \$ 1,66 / t. Likewise, maintenance consumption costs were reduced from \$ 4,31 / ton to \$ 0,00 / ton, the monthly production is also optimized from 1335,75 tons / month to 5223,21 tons per month.

Keywords:

Galleries, productivity, slot, long holes, narrow veins.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del Problema

En la actualidad el método de explotación influye en el incremento de la producción, estos métodos dependerán del tipo, la forma, potencia, inclinación del yacimiento, resistencia del macizo rocos, todo estos factores influirán a la hora de seleccionar el método de explotación, por otra parte también se tendrá en cuenta la extensión del yacimiento que será uno de los factores determinantes al momento de elegir el método de explotación por subniveles con taladros largos que esta determinará si es rentable explotar dicha estructura mineralizada.

El método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado en vetas angostas, es el método que se utilizaba anteriormente, este método requiere de poca inversión, pero a medida que se va explotando el ciclo de minado se hace más tedioso, los costos para la explotación del yacimiento se elevan, la producción de mensual es baja lo cual no se llega a lo planificado, es por esa razón que se opta por realizar la investigación para cambiar de método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas que al inicio requerirá de mucha inversión, pero el ciclo de minado se reducirá drásticamente y la producción de mineral se incrementará, y compensará el gasto inicial que se realizará, de tal manera será un método de explotación más versátil.

El método de explotación se empezará en aplicar en dos estructuras de la unidad minera y determinará si los resultados son positivos de tal forma se generaran nuevos proyectos para explotar las estructuras que en un inicio se dejaron de explotar por su potencia angosta, que se incrementará las reservas de mineral y alargando la vida de la mina, de esta manera se sustentará el método de explotación con taladros largos en vetas angostas con el afán de incrementar la producción de mineral, reducir los gastos y obtener buenas ganancias.

1.2 Enunciado del Problema

1.2.1 Problema General

- ¿En qué medida la aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas, mejorará la productividad en la Unidad Minera Yauliyacu-2018?

1.2.2 Problema Especifico

- ¿De qué manera se optimizará el ciclo de minado en la extracción de mineral con la aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad Minera Yauliyacu-2018?
- ¿Cómo se determinará la reducción de costo de minado por Corte y Relleno Ascendente Semi-mecanizado VS costo minado de método de explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas en la Unidad Minera Yauliyacu-2018?
- ¿En qué medida reducimos el consumo excesivo de elementos de sostenimiento en la aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad Minera Yauliyacu-2018?}
- ¿Cómo optimizar la producción mensual de mineral aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la unidad Yauliyacu-2018?

1.3 Justificación

Con la aplicación del método de minado por subniveles con taladros largos en vetas angostas el tiempo del ciclo de minado se optimizará considerablemente, de esta manera también se reducirán los costos de operación mina, altos estándares de minado, seguridad y medio ambiente.

La aplicación de este método de extracción desplaza el minado utilizado anteriormente, por ende, aumenta la producción del tonelaje mensual y anual, reduce los costos de las operaciones realizadas en producción y también mejora la seguridad de los trabajadores permitiendo de esta manera la reducción del índice de accidentabilidad. Se menciona también, que el mtodo anterior requiere muchas horas hombre para extraer poco mineral y que con el método de explotación planteado la extracción de mineral es mucho mayor y con menor horas hombre

También se justifica porque esta tesis será fuente bibliográfica para futuras investigaciones que tengan similares condiciones. Y también como una fuente de investigación para los estudiantes de la Universidad Nacional Micaela Bastidas De Apurímac y otras universidades del país.

CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1 Objetivos de la Investigación

2.1.1 Objetivo General

- Mejorar la productividad aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad Minera Yauliyacu-2018.

2.1.2 Objetivo Especifico

- Optimizar el ciclo de minado en la extracción de mineral con la aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad Minera Yauliyacu-2018.
- Determinar la reducción de costo de minado por Corte y Relleno Ascendente Semi-mecanizado VS costo minado de método de explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetangostas en la Unidad Minera Yauliyacu-2018.
- Reducir el consumo excesivo de elementos de sostenimiento al aplicar el Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetangostas en la Unidad Minera Yauliyacu -2018.
- Optimizar en la producción mensual de mineral aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad Minera Yauliyacu - 2018.

2.2 Hipótesis de la Investigación

2.2.1 Hipótesis General

- Al aplicar el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas, influye en la productividad en la unidad minera Yauliyacu-2018.

2.2.2 Hipótesis Especifico

- Con el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas se optimizó el ciclo de minado en la extracción de mineral que se encuentra en la Unidad Minera Yauliyacu-2018.
- Se determinó la reducción de costo de minado por Corte y Relleno Ascendente Semi-mecanizado VS costo minado de método de explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetangostas en la Unidad Minera Yauliyacu-2018.

- Aplicando el Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas se redujo el excesivo consumo de elementos de sostenimiento en la Unidad Minera Yauliyacu-2018.
- Aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas se optimizó la producción mensual de mineral en la unidad minera Yauliyacu-2018.

2.3 Operacionalización de Variables (variable, indicador, índice)

Tabla 1 — Variables, indicadores y/o índices

Tipo de variable	Nombre de la variable	Dimensiones	Indicadores	Índices
Variable independiente	Aplicación de método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas.	Ciclo de minado	Tiempo de trabajo en un turno	h/g
		Costo de minado	Costos operativos para extraer una tonelada de mineral	\$/t
		Elementos de sostenimiento	Cantidad de elementos de sostenimiento	Unidades
		Producción mensual mineral	Tonelaje de producción mensual.	t/mes
Variable dependiente	Mejorar la productividad en la Unidad Minera Yauliyacu.	Incremento de producción.	Toneladas guardia	t/g
			Toneladas día	t/d
			Toneladas mes	t/mes



CAPÍTULO III MARCO TEÓRICO

3.1 Antecedentes Internacionales

Según Reyes (2013) en la memoria para optar el título menciona que las minas que utilizan caserones por subniveles como método de explotación. Tratándose que el principal mineral de explotación es cobre, donde la calidad del macizo rocoso (RMR) superior a 60, teniendo roca de buena calidad. Los índices de perforación varían entre 7,6-28 t/m para perforación Long Blast Hole (LBH) y entre 6-8 t/m para Undercut (UC). El factor de carga en tronadura LBH varía entre 220 y 300 g/t. Respecto a la base de datos de diseño y levantamiento topográfico, ha sido posible recopilar información de aproximadamente 100 caserones.

Según Villaroel (2015) es un trabajo de investigación destaca los avances logrados en los métodos masivos de hundimiento, Block y Panel Caving, pero los métodos de explotación más selectivos no han logrado obtener el mismo grado de innovación y presencia dentro de la industria nacional.

3.2 Antecedentes nacionales

Según Calla (2012) en su artículo titulado en su trabajo de investigación, realizó una evaluación geo estructural, geotécnico y productivo; se contempló realizar tajos piloto para la aplicación del método de taladros largos (Bench And Fill), donde, actualmente en la mina San Cristóbal el 70% de la producción proviene de los taladros largos.

En su tesis Quispe (2015) tuvo como conclusión la optimización de la producción de mineral, empleando el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos, en mina Recuperada, ya que el tajeo 775 de la Veta Leticia posee características similares al presente proyecto

En su trabajo tesis de Gonzales (2012) involucra criterios técnicos y económicos orientados a la selección del método óptimo para la explotación del cuerpo Magaly, como una alternativa de solución al problema de producción de 13 metros profundidad por taladro en el cuerpo Magaly-tajo775 de la UP. Uchucchahua para ello es de necesario considerar las condiciones geológicas, geométricas y las características geomecánicas del macizo rocoso del cuerpo Magaly además es importante la roca circundante del cuerpo mineralizado. Teniendo presente otros aspectos fundamentales que son la dilución, recuperación de reservas minerales, el valor del mineral probado y probable, el costo de producción, consecuentemente se evalúan mediante el valor presente neto.



Según Silva (2017) en su trabajo de tesis determinó la aplicación del método de explotación Bench and Fill (Banqueo y relleno) Taladros Largos para el Tajo 78 (TJ 78), entre los niveles 970 y 1020, esto como alternativa para incrementar la producción de mineral y reducir los costos de operación.

3.3 Marco Referencial

3.3.1 Ubicación

La Unidad Minera Yauliyacu está ubicado en la Región de Lima, Provincia de Huarochirí y Distrito de Chicla. Geográficamente se localiza en el centro o zona central del Perú, en el flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los andes, entre las coordenadas UTM WGS-84 Norte 1271523,90 y Este 627239,70 a una altura promedio de 4250 m.s.n.m.

Se llega al punto por una vía asfaltada siguiendo la carretera central por la ruta Lima – Huancayo, con una distancia aproximada de 124 Km. El tiempo de viaje a una velocidad promedio es aproximado de cuatro (4) horas esto dependerá del tráfico de vehículos ya que es la única vía para la zona central.

La Unidad Minera Yauliyacu está ubicada en el cinturón volcánico que está en la Cordillera Occidental de los andes, donde se identifica un relieve con pequeñas consideraciones empinadas esto es a causa del producto de los glaciares cuyas pendientes evidencian la profunda erosión glacial. Es observable que el relieve ha sido modelado por acción glacial mostrándose en cotas muy elevadas con presencia de nieve perpetua que esto se intensifica en épocas de friaje entre los meses de junio hasta agosto.

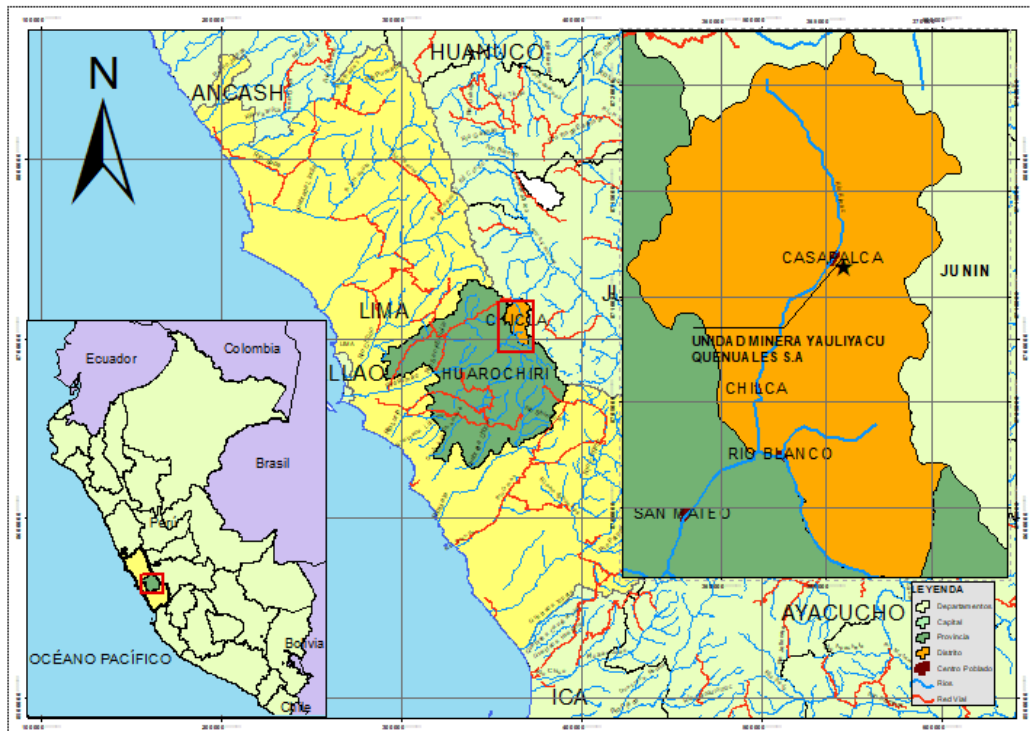


Figura 1 — Ubicación de la unidad minera Yauliyacu-Quenuales

Empresa Minera Yauliyacu S.A. al haber adquirido el 1° de mayo de 1997 las propiedades de Centromin Perú, ha realizado diferentes mejoras y rehabilitaciones con el objeto de incrementar la producción a corto plazo; actualmente la producción es de 72000 TMS/Mes.

ERA	SISTEMA	SERIE	FORMAC.	MIEMBRO	POTENCIA (m)	GRÁFICO	DESCRIPCIÓN	
CENOZOICO	CUATERNARIO			Fluvio glaciar	N.D.		Material acarreado por ríos y quebradas, erosionados de los depósitos glaciares.	
				Glaciar	N.D.		Morrenas antiguas.	
	TERCIARIO	Superior		Paco-cocha				Derrames andesíticos y basálticos intercalados con flujos de brechas y andesitas tobáceas.
				Millo-Tingo	1000		Derrames andesíticos y riódacíticos, flujos de brecha.	
		Medio		F.Rio Blanco	600		Tobas, areniscas tobáceas, aglomerados, brechas tobáceas, ocasionalmente tobas andesíticas.	
				F.Bellavista	300		Calizas margosas y silicificadas, tobas finas, lutitas y limolitas.	
				Yauliyacu	400 a 900		Tobas con intercalaciones de toba lapillíticas, ocasionalmente capas de andesita, limolitas y areniscas tobáceas.	
		Inferior	F. Carlos Francisco	Carlos Francisco	400 a 1000		Derrames andesíticos porfíroides, intercalados con flujos de brecha volcánica y pórfidos.	
				Tablachaca	400 a 700		Conglomerados, gravas y cantos, intercalados con tobas, brechas tobáceas, aglomerados y rocas porfíricas.	
				Carmen	100 a 250		Conglomerado cuarcítico, algo calcáreo en matriz arena limosa, ocasionalmente capas de arenisca y limolitas rojas.	
				Capas Rojas	1300		Intercalaciones de areniscas, limolitas y lutitas rojas, alternadas ocasionalmente con areniscas calcáreas y areniscas gujarrosas.	
		MESOZOICO	CRETACEO	Superior	F. Jumasha	250		Calizas estratificadas en capas medianas a gruesas, alternadas con horizontes de margas y lutitas.

Figura 2 — Estratigrafía de Unidad Minera Yauliyacu
 Extraído de Departamento de Geología-Yauliyacu

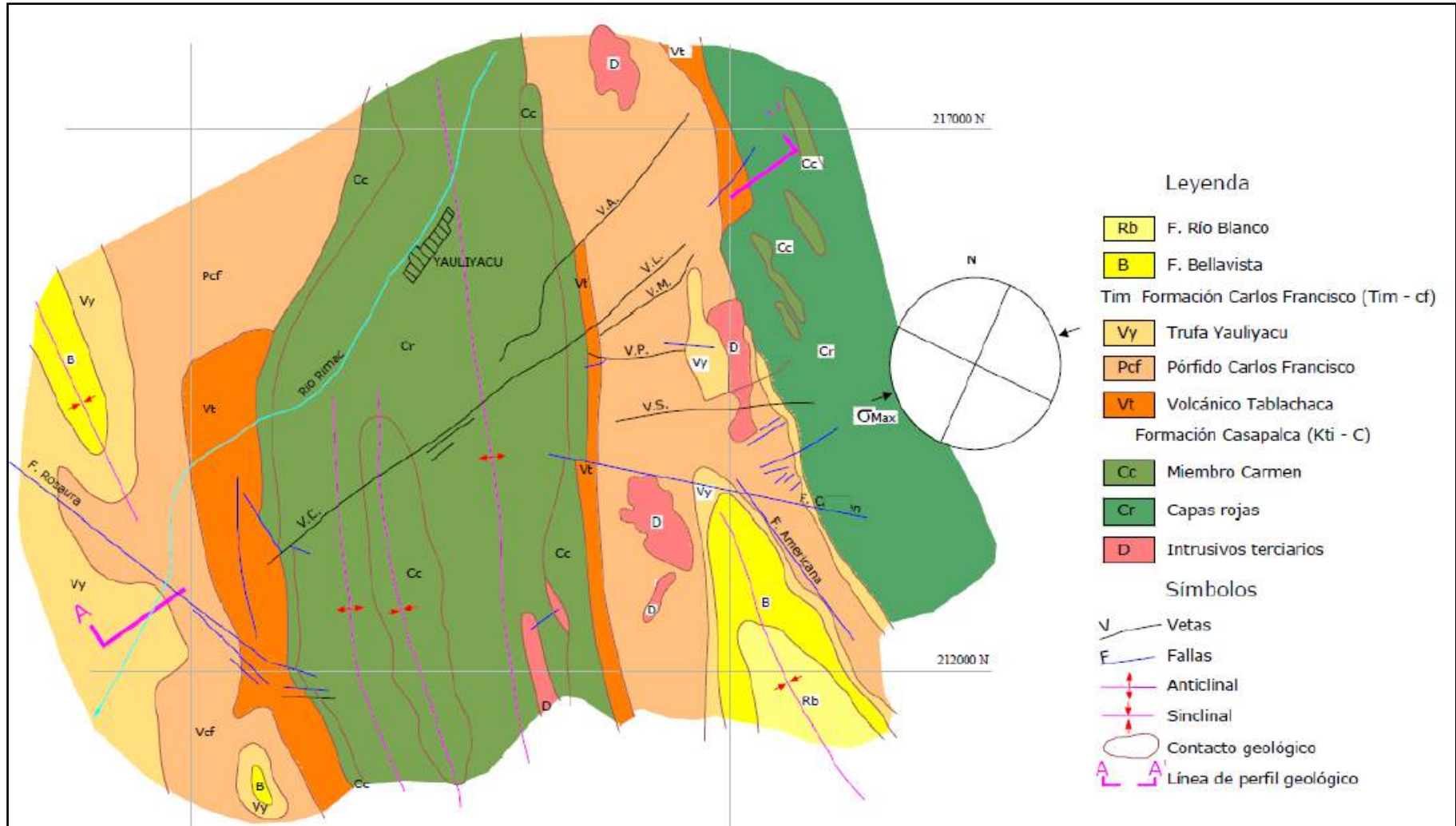


Figura 3 — Geología Estructural de UM Yauliyacu
Extraído de Departamento de Geología-Yauliyacu

3.3.2 Explotación de Minas

Según Gonzales (2012) En la tesis menciona que la explotación de minas, es la actividad extractiva para poder recuperar minerales de interés económico para ello se emplean métodos superficial y subterráneos, este último con muchas variantes.

3.3.3 Elección de un Método de Explotación

Según ETM (2011) se debe elegir el método de explotación que sea más económico y seguro de acuerdo a su formación y disposición geológica donde en lo siguiente se menciona las características determinantes de la elección.

- a) Forma, tamaño de la mineralización.
- b) La ley de mineral
- c) Propiedades físicas y químicas de las rocas caja y la estructura mineral.
- d) Cumplimiento de normas de seguridad y ambiente.

En el texto de Lopez (2017) indica los factores que influyen en la selección de un método de explotación son:

- a) Geología
- b) Geometría del yacimiento y distribución de leyes
- c) Características geo-mecánicas del estéril y del mineral
- d) Procedimiento numérico de selección
- e) Otros factores a considerar (ritmo de producción, disponibilidad de mano de obra especializada, las limitaciones ambientales, la hidrogeología y otros aspectos de índole económica).

3.3.4 Explotación por Taladros Largos

3.3.4.1 Utilización de Taladros Largos en Métodos de Explotación Subterránea

Según Apaza (2013) indica como ejemplo el uso de taladros largos en explotación subterránea, a continuación, se describirá el uso de taladros largos en dos aplicaciones:

- Abertura-finalización.
- Cráteres verticales en retirada.

A. Taladros Largos en el Método de Cráteres Verticales en Retroceso

Tipe Quispe (2004) menciona en su tesis que el “Vertical Crater Retreat” (VCR) es un método de minado que se basa en la teoría de los Cráteres y consiste, en producir el arranque del material mediante cargas esféricas. las cargas deben ubicarse ya sea en taladros verticales o con inclinación a una distancia cercana o adecuada a la cara libre. Este método utiliza taladros de gran diámetro que son usados como taladrso de alivio que son perforados desde un nivel superior siguiendo la chimenea, estos taladros se cargan y se disparan por secciones, con avance de abajo ahcia arriba. En voladura de los cráteres, la desviación del taladro es aceptable dentro de rangos que no deben superar 5 veces el diámetro, para lograr que la desviacion sea menor el operador tiene que tener experiencia y el equipo de perforacin debe estar en buenas condiciones.

3.3.4.2 Perforación de Taladros Rectos

A. Perforación de precisión

En la tesis de Celis (2016) indica, este trabajo se aplica en blocks de mineral que tienen potencias menores, donde se observa que la potencia minable es de 1,50 metros hasta 3,00 metros aproximadamente, teniendo así también las secciones de los subniveles son de 2,50m x 2,50m

B. Consecuencias de la desviación de taladros

Apaza (2013) en su tesis menciona que las consecuencias de la desviación de la perforación de taladros largos son:

- La presencia de banqueos en el material roto o disparado.
- Posibles tiros fallados debido a que los taladros se intersectan y que detonan en intervalos no deseados.
- Excesiva presión debido a que los taladros están muy cercanos y que se incrementa la carga operante.
- Incremento de bancos a la que conlleva la Voladura secundaria.
- El incremento de bancos conlleva a elevar los costos más altos en voladura secundaria, transporte y molienda.

Navarro (1999) en su libro “Explotación subterránea-Métodos y Casos Prácticos” indica que, la longitud de perforación alcanza los 14 m para tener una desviación del 1%, con esta desviación se realiza una buena voladura. Y para longitudes mayores la desviación se incrementa drásticamente dependiendo del tipo de terreno, el estado del equipo y la calidad de los aceros de perforación que se van a generar muchos bancos y que van requerir voladura secundaria (llamado también plasteo de bancos).

C. Características que deben poseer unos buenos tubos de perforación

Apaza (2013) menciona en su tesis que las conexiones hembra y macho de roscados resistentes, lo cual ayuda a prolongar la vida de servicio y con menor desgaste también se disminuye la desviación dentro del taladro.

- Rigidez entre las conexiones para disminuir la desviación del taladro.
- Tubos y varillas resistentes para evitar su rotura durante la perforación.

3.3.5 Métodos de minado empleando taladros largos

Conocido por “Sublevel Stopping”, es una aplicación de los principios de la voladura de banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas, consiste en el arranque del puente entre dos niveles de perforación en sentido descendente y ascendente. El sistema establece un único nivel base (nivel de extracción) para varios subniveles superiores, la distancia entre los niveles base oscila entre 80 y 100 metros (Yauliyacu, 2012).

Existen dos variaciones en este método:

- ❖ El método taladros paralelo (LBH).
- ❖ El método taladros en abanico (SLC).

3.3.5.1 Método taladros en abanicos llamados también método de explotación sub level en cuerpos (SLC)

Este trabajo se aplica en cuerpos de mineralización diseminada, los trabajos de perforación de taladros son de tamaños mayores a 15 metros esto depende de las características del block mineralizado.

La altura de los Subniveles de perforación son de 30 metros, donde a partir de estas labores se realizan los trabajos de perforación de taladros ascendentes y descendentes en abanicos donde lo cual se emplean diámetros de broca de 64mm. Con el fin de minimizar la desviación de los taladros (Yauliyacu, 2012).

3.3.5.2 Método Taladros en Paralelos (Large Blast Hole “LBH”) o llamados también métodos de explotación sub level en vetas(SLV)

Este método es aplicado básicamente en blocks de mineral de potencias menores, vetas donde la potencia minable es de 1,20 metros hasta 3.00 metros, las secciones minables van ser variables de acuerdo con la flota de equipos que se dispone. Que no serán mayor a los 3,50 m por 3,50 m, en ángulo o la inclinación de la estructura promedio esta entre los 75 grados y la altura entre los subniveles no serán mayor a 15 metros

El slot es la cara libre, son preparados con una sección de 1,50m x 1,50m y de 2,0m x 2,0m. Estas chimeneas están ubicadas a los extremos del tajo de tal forma que la explotación se hace en retirada y en rebanadas verticales (Yauliyacu, 2012).

3.3.6 Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas

El método de explotación por subniveles con taladros largos consiste en la preparación del tajo mediante la construcción de labores de preparación y de desarrollo a través del área de operaciones mina, respaldadas por el departamento de planeamiento quienes dispondrán de planos y el diseño de mallas de perforación con taladros largos en vetas angostas, teniendo en cuenta el buzamiento y/o inclinación de la estructura. Al contar con la malla de perforación el personal de topografía realiza el pintado de secciones y pintado de mallas de perforación indicando la numeración de las secciones, la altura de PIVOT y el eje de perforación. Por otro lado, se dispondrá de

la malla de perforación para el slot(chimenea) y generar la cara libre para luego empezar con el tajeo secuencialmente y en retirada.

A. Consideraciones de diseño

En forma general puede ser aplicado bajo las siguientes condiciones:

- La estructura mineralizada debe ser vertical o mayor a 50° de inclinación.
- La potencia de la estructura mineralizada debe ser 1,50 a 3,00 metros de potencia.
- Las rocas encajonantes deben ser competentes y resistentes con un RMR > 41 o con una calidad de roca regular (III-B).
- El mineral debe ser competente y con buena estabilidad.
- Se debe construir labores que estén en el rango adecuado o sección adecuada para el equipo de perforación y/o equipos de acarreo, de tal manera maniobrar adecuadamente y no presentar inconveniencias, para este caso la sección de la galería es de 3,0 m x 3,0 m y para los subniveles es 2,50m x 2,50m.

B. Desarrollo y preparación

Para realizar la explotación del tajo se debe considerar lo siguiente:

- El acceso al tajo se efectúa por cruceros, rampas, galerías y subniveles.
- Es importante definir los intervalos entre niveles, ya que esto influye en el tamaño óptimo del tajo a explotar; esta altura oscila entre 12 a 16 m dependiendo de la altura del yacimiento.
- El corte o arranque debe hacerse desde el fondo o la base del tajo.
- Para la recuperación del mineral derribado se hará uso de equipos a control remoto para no exponer al personal y se construirá el ORE PASS en la base del tajo que está ubicado en el extremo de la galería, de tal forma facilitar en la limpieza de mineral.
- Los SLOTS y VCR se realizarán para generar cara libre, y continuar con la voladura por bancadas.
- La explotación se realiza en retirada para evitar exposición del personal y equipo.
- Se construirá refugios en la base del tajo cada 20 m desde donde el operador realizará la operación del equipo con telemando (control remoto).

- La gradiente debe variar de 3% a 4%, siendo este aspecto muy importante para que discurra el agua.
- Los refugios deben ser ubicados en la caja techo de tal forma tendrá mayor visibilidad y maniobrabilidad así mismo el operador tendrá mayor seguridad.
- El echadero mineral u ORE PASS está dispuesto con todo el control de seguridad como es la buena iluminación, cuenta con su parrilla, cuenta con el bloque necesario para evitar la caída del personal al vacío, cuenta con berma de seguridad para evitar la caída del equipo al vacío.
- La construcción del ORE PASS se realizó con el método de vertical cráter retreat (VCR).
- El ORE PASS se encuentra a la entrada del tajo y a un costado para evitar la exposición del personal al vacío y cuenta con todos los dispositivos de seguridad.

3.3.6.1 Construcción de Labores

Para la construcción de las labores se debe tener en cuenta que el área de geología realiza estudios de exploración de yacimientos, si el resultado es positivo o que presente cuerpos de mineralización factibles el área de geología realiza un estudio geológico del yacimiento para posteriormente el área de planeamiento realiza diseños de labores y diseño para aplicar el método de explotación según la dimensión del tajo y ley de la mineralización y/o evaluación económica para su posterior explotación del yacimiento mineral para tal caso se tiene en cuenta la construcción de las siguientes labores:

A. Rampa

Al determinarse la forma del yacimiento se procede a la construcción de la rampa con sección de 3,5 m x 3,5 m con una pendiente de 15% por donde transitaran los equipos de bajo perfil, para realizar la perforación de frentes se hará uso de jumbo electrohidráulico de un brazo modelo **Rocket Boomer 281** de la marca Atlas Copco, en la limpieza se usarán los scoop marca CAT modelo R1300 con una capacidad de 4,2 yd³, para el sostenimiento se hará uso de los martillos neumáticos (Jack Leg).

B. Galería

La construcción de la galería se tendrá en cuenta, pendiente de 1% y sección de la galería será de 3,5 m x 3,5 m para tener buena maniobrabilidad a la hora de perforar con los jumbos de taladros largos y mejor maniobrabilidad y movilidad con el scooptran para realizar la limpieza.

C. Subniveles

De igual manera se tendrá las mismas características los subniveles, para tal caso se tendrá en cuenta, pendiente de 1% y sección de la galería será de 3,5 x 3,5 m y 2,5 x 2,5 m para tener buena maniobrabilidad a la hora de perforar con los jumbos (muki LHB O LHBP) de taladros largos.

D. Ore Pass

Para la construcción del Ore Pass se tendrá en cuenta la extensión del block o yacimiento mineral, para dicho caso el Ore Pass se situará a un extremo de la galería y fuera de la vía por donde transitara el equipo de perforación y/o limpieza, y se tendrá en cuenta que para la construcción del ore pass se hará con el método Cráteres Verticales en Retroceso (VCR).

E. Chimenea (Slot)

Continuando con la preparación de labores y/o la etapa final para la explotación del tajo se procederá la preparación de los Slot con una sección de 1,50 m x 1,50 m o 2,00 m x 2,00 m, dicha construcción se realizara con jumbos electrohidráulico netamente para taladros largos en paralelo, los taladros deben ser paralelos y para tener estos resultados se harán uso al inicio de cada perforación de SLOTS y VCRS los tubo tac que son más rígidos y brocas de 64 mm con la finalidad de generar cara libre y para la perforación de los taladros de alivio se hará uso de rimadoras de 5 pulgadas, de acuerdo a la calidad de roca y la pericia del operador se elegirá el diseño de las mallas de perforación para el SLOT y VCR para realizar la voladura en positivo y en negativo, y proceder a la explotación del tajo en bancadas y con taladros largos en paralelo ya sean positivos o negativos.

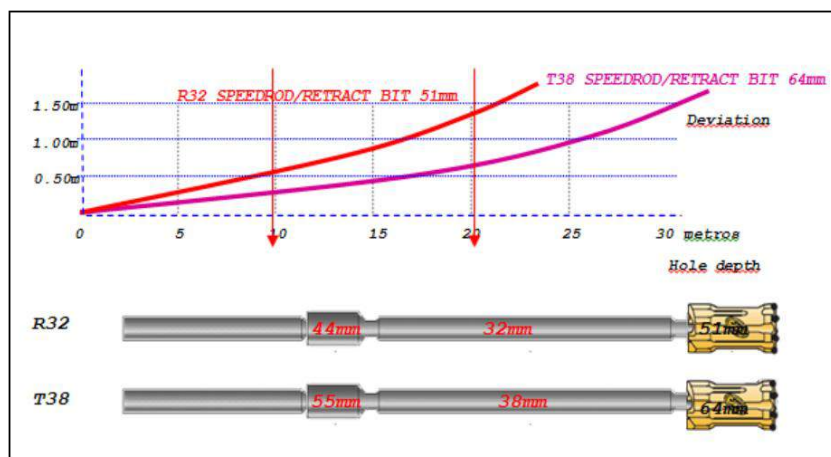


Figura 4 — Tipo de columna y longitud de taladros

Extraído de las revistas de características técnicas de Exsa, Sandvik rock tool, Empresa minera los Quenuales S.A. Perforación & Voladura - Taladros largos, métodos de explotación SLC – SLV

3.3.7 Explotación de tajos por subniveles

En el proyecto de investigación se toma como área de estudio al tajo 1575 norte (TJ-1575-N), para la explotación del yacimiento mineral se toma en cuenta los siguientes pasos o ciclos de explotación:

3.3.7.1 Perforación

En la perforación de taladros largos se emplea jumbo electrohidráulicos de taladros largos modelo muki LHB de RESEMIN con barras acoplables de 1,20 m (4 pies), T-38 y brocas de 64 mm para los taladros de producción y para taladros de alivio se harán uso de las rimadoras de 5 pulgadas de diámetro (127 mm) los taladros de alivio de 5 pulgadas solo se usarán en el SLOT y el VCR para la voladura en negativo positivo, la perforación se realizará en retirada teniendo en cuenta la distancia de subnivel a subnivel que es de 14 m a 20 m. Las longitudes de los taladros que se realiza en bancadas de 7 m a 10 m equivalentes a 6 y 9 barras cada barra es de 4 pies, la longitud de perforación dependerá de la inclinación de la veta, calidad del macizo rocoso de la caja techo y de la potencia de la veta.

El procedimiento consta de perforar el slot positivo y luego perforar una cantidad adecuada de secciones para no exponer al personal y equipo de perforación por caída de rocas, la longitud de cada bancada está de acuerdo a la malla de perforación y que están entre 7 a 10 m dependiendo de la altura de cada subnivel, luego se procede al carguío y voladura del slot y de al



menos 5 secciones perforadas, después se traslada el equipo al nivel intermedio para proceder con la perforación del SLOT y secciones positivas y el VCR y secciones en negativo, la longitud de las bancadas será de 7 m a 10 m dependiendo de la altura del subnivel, en la perforación mantener el paralelismo de los taladros evitando que los taladros se tapen con los detritos para tal caso se hace uso de tuberías PVC de 2 pulgadas y tapados con costales por la parte superior de la tubería (esto se aplica para los taladros negativos), por seguridad se dispara 4 secciones más que el nivel superior para que no se comuniquen los taladros de la bancada superior con la bancada inferior, también así no exponer al personal y equipo de perforación; para realizar el carguío de taladros primeramente realiza el carguío del SLOT luego el VCR con 1 o 2 secciones negativas y positivas si en caso lo permita el tipo de terreno y la calidad de perforación sin en caso las condiciones no lo prestan en tal caso se asegura solo el VCR o SLOT dependiendo de la experiencia del maestro disparador, proceder con el carguío de los taladros negativos y se debe retirar los tubos colocados y tapar con costal el extremo inferior, asegurar con alambre # 16 y colocar 20 a 25 cm de taco con material detrítico, luego se procede al carguío de explosivos y se coloca un taco de 0,50 a 0,60 cm para aprovechar al máximo los gases de la reacción del explosivo, de esta forma procedemos e instalamos el equipo en el tercer nivel para realizar el mismo procedimiento del segundo nivel.



Figura 5 — Perforadora electrohidráulica para taladros largos MUKI LHB de RESEMIN

Extraído de manual de operación RESEMIN

3.3.7.2 Carguío

Se cuenta con 4 personales que están capacitados, entrenados y que cuentan con sus carnet de SUCAMEC para realizar el carguío de taladros largos y un supervisor especializado en perforación y voladura de taladros largos, para realizar el carguío se cuenta con todo los controles, estándares y procedimientos de seguridad, para empezar con el carguío de taladros en negativo se colocaran puntos de anclaje cáncamos (cola de chanco llamados en termino vulgar) con cables de acero para que el personal trabaje con toda la seguridad al realizar el carguío cerca al vacío en negativo. Para el carguío en positivo se cuenta con un cargador neumático o llamado ENFOCAR o DIETANOL que cuenta con una tubería antiestática de una pulgada de diámetro con la cual se realiza el carguío de taladros positivos, el mismo que tiene una capacidad de 100 a 125 kg de ANFO, permitiendo una gran velocidad de carguío de los taladros. En Yauliyacu empleamos los explosivos y accesorios convencionales como es el ANFO de $0,73 \text{ g/cm}^3$, cordón detonante 5P, detonador ensamblado carmax de 9' (pies), mecha rápida 3,4 g/m de 1,8 mm, emulsión de 1 ½" x 8" de $1,12 \text{ g/cm}^3$ que se usaran como cebos y detonadores no eléctricos de 18 a 30 m de largo de EXSA que son los exaneles de periodo corto y periodo largo.

3.3.7.3 Voladura

Al finalizar el carguío se procederá a realizar la voladura para tal caso se tiene en cuenta con el horario de voladura, en Quenuales se tiene dos horarios de voladura que son a las 5:30 am y 05:30 pm previa coordinación con el supervisor de turno tener en cuenta que se deja apagado los ventiladores. El chispeo se realiza en retirada y el personal cuenta con una camioneta para su fácil movilización y retirada del área a disparar.

3.3.7.4 Limpieza Mineral

Una vez disparado el primer nivel, segundo y tercer nivel procedemos a la limpieza de la carga acumulada con scoop de 2,2 de modelo JOY 4LD que es un equipo para secciones angostas, este equipo cuenta con un telemando (control remoto) con la finalidad de no exponer al personal y evitar accidentes por caídas de rocas, teniendo en cuenta que el telemando abarca solo 200 m si es más el equipo ya no responde, de tal forma realizamos la



limpieza y alimentando a la planta por guardia de 24 cucharas equivalentes a 107 toneladas/guardia, alimentando de 5223 toneladas/mes de mineral así mismo incrementamos la productividad de la planta.



Figura 6 — Scoop de 2,2 yd³ modelo JOY 4LD para limpieza en secciones angostas
Extraído de manual de operación de komatsu

3.3.7.5 Relleno y Control de Terreno

El control del terreno en los tajos de sublevel stoping merece especial atención en cuanto a la estabilidad debido a que la roca encajonante es una roca sedimentaria con un RMR de 45 a 50 y con un GSI MB/R (muy bueno a regular) y por la presencia de labores cercanas antiguas y tajos antiguos que no fueron rellenos en su totalidad el tajo puede presentar estallido de rocas o en el peor de los casos puede colapsar el tajo, es por ello que se realiza el relleno del tajo una vez extraído o explotado todo el cuerpo mineral con relleno detrítico de acuerdo a la recomendación geomecánica y seguir explotando adecuadamente sin exponer al personal y mejorando en el ciclo de minado.

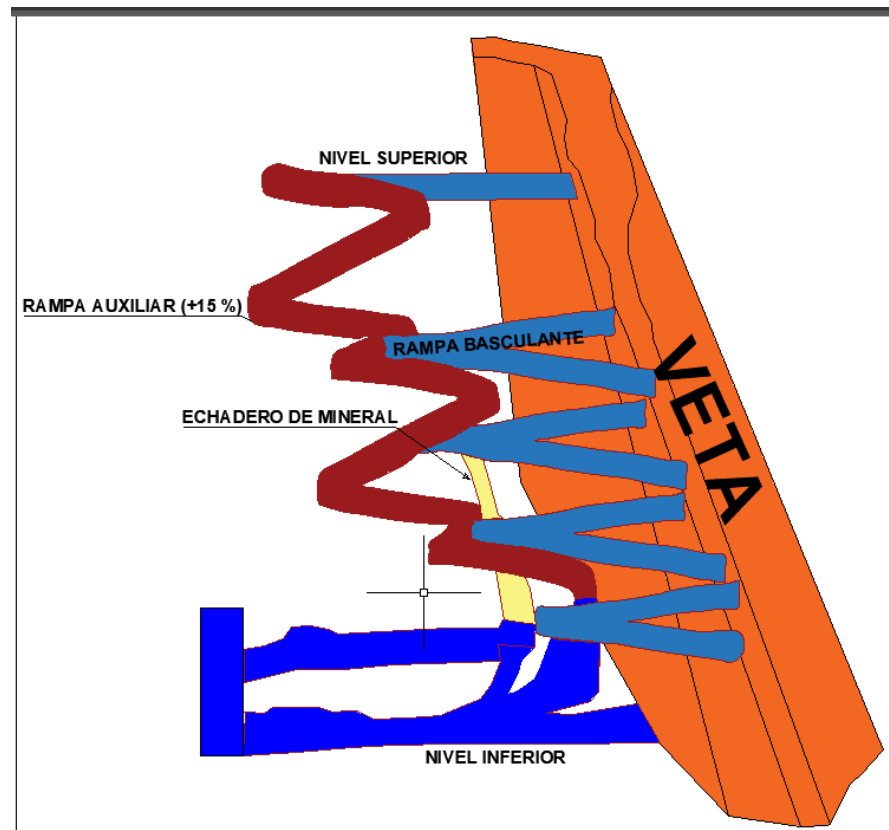


Figura 7 — Diseño y preparación para la explotación del tajo

3.3.8 Modelos matemáticos para determinar la malla de perforación

Los modelos matemáticos obtenidos son del manual de perforación y voladura de Lopez (2017).

a) Formula de Andersen

Toma en cuenta que el espacio de burden está dada en función del diámetro y longitud del taladro, describiéndola así:

$$B = \sqrt{Q \times L}$$

Donde:

B: burden

Q: diámetro del taladro, medida en pulgadas.

L: longitud del taladro, medida en upies.

b) Formula de Langefors

Considera además la potencia relativa del explosivo, el grado de compactación, una constante de la roca y su grado de fracturamiento, mediante la siguiente formula:

$$B = \frac{(db)x\sqrt{PxS}}{(33)x(cxf)x\left(\frac{E}{B}\right)}$$

Donde:

Burden: burden en metros

P: grado de compactación relativa del explosivo (por ejemplo, de 1,3 para una gelatina especial)

c: constante para la roca, generalmente entre 0,45 y 1,0

f: grado de fracturamiento. Para taladro vertical el valor es de 1

E: espaciamiento entre taladros

E/B: ratio de espaciamiento a burden

db: diámetro de broca.

c) **Formula de C. Konya**

Basado en las teorías del Dr. Ash. Determina el burden con base en la relación entre el diámetro de la carga explosiva y la densidad, tanto del explosivo como de la roca según:

$$B = (3,15xQe)x\sqrt[3]{\frac{De}{Dr}}$$

Donde:

B: burden en pies

Qe: diámetro del explosivo, en pulgadas

De: densidad del explosivo

Dr: densidad de la roca

d) **Formula de Ash**

Considera una constante “kb” que depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado:

$$B = \frac{kbxQ}{12}$$

Donde:

B: burden

Q: diámetro del taladro

kb: constante, según el siguiente cuadro:

Tabla 2 — Constante Kb para determinar según la densidad del explosivo y la clase de roca

Determinación de la constante Kb.				
		Clase de roca		
Clase de Explosivo	Densidad <i>grl</i> cm ³	Blanda	Media	Dura
Baja densidad y potencia	0,8 a 0,9	30	25	20
Densidad y potencia media	1,0 a 1,2	35	30	25
Alta densidad y potencia alta	1,2 a 1,6	40	35	30

Extraído de Manual práctico de voladura, EXSA

Esta constante va variar de acuerdo al cálculo de otros parámetros, como se indica:

- **Profundidad del taladro**

$$L = k_e \times B, \text{ (} k_e \text{ entre 1,5 y 4)}$$

Donde:

L = profundidad del taladro

- **Espaciamiento**

$$E = k_e \times B$$

Tabla 3 — Constante Ke para determinar el burden según el periodo de los retardos

Determinación de la constante Ke	
Ke = 2	Para iniciación simultanea
Ke = 1	Para periodos largos o retardos largos
Ke = 1,2 a 1,6	Para periodos cortos o retardos cortos

Extraído de Manual práctico de voladura EXSA

- **Longitud de taco**

$$T = k_t \times B \text{ (} k_t \text{ entre 0,7 y 1,6)}$$

Donde:

k_t = constante k_t según la longitud del taladro y la calidad de la roca, k_t varia de 0,7 a 1,6

3.3.9 Consideraciones Geomecánicas

Se definen las condiciones del macizo rocoso de tal manera que se realiza de forma sistemática, hoy en día hay criterios de determinar la clasificación geomecánica ampliamente difundidos en todo el mundo, como los desarrollados por Barton y colaboradores (1974), Laubscher (1977), Bieniawski (1989), Hoek y Marinos (2000) y otros.



Debido a su facilidad y utilidad, se presenta a continuación los criterios RMR (Valoración de la Masa Rocosa) de Bieniawski (1989) y GSI (Índice de Resistencia Geológica) de Hoek y Marinos (2000), los mismos que se determinan utilizando los datos de los mapeos geomecánicos efectuados en las paredes de las labores mineras.

Las diferentes clasificaciones geomecánicas como el RMR de Bieniawski, GSI y Q de Barton que son los más usados en la industria de la minería se obtuvieron del libro titulada “Clasificaciones geomecánicas de los macizos rocosos según Bieniawski, Barton, Hoek & Brown y Romana” del grupo de investigación en geología aplicada (GIGA) de Norly (2012).

3.3.9.1 El criterio RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1989)

Ramirez, P y Alejano, L (2004), indica para determinar la calidad del macizo rocoso, se divide este en dominios estructurales. La estructura del macizo comprende en conjunto de fallas, diaclasas, pliegues, y demás características geológicas propias de una determinada región.

Según Bieniawski, Z. T. (1989), el RMR se obtiene a partir de 6 parámetros los cuales son:

- Resistencia a la compresión simple
- Índice de calidad de la roca (RQD)
- Espaciamiento de juntas
- Condición de juntas
- Presencia de agua
- Corrección por orientación.

Tabla 4 — Valores promedios de resistencia a la compresión simple de diferentes rocas según Bieniawski

Resistencia a la compresión simple (Mpa)			
Tipo de roca	Mínima	Máxima	Media
Creta	1	2	1,5
Sal	15	29	22
Carbón	13	41	27
Limolita	25	38	31,5
Esquistos	31	70	50,5
Pizarra	33	150	91,5
Lutita	36	172	104
Arenisca	40	179	109,5
Marga	52	152	102
Mármol	60	140	100
Caliza	69	180	124,5
Dolomía	83	165	124
Andesita	127	138	132,5
Granito	153	233	193
Gneis	159	256	207,5
Basalto	168	359	263,5
Cuarcita	200	304	252
Dolerita	227	319	273
Gabro	290	326	308
Taconita	425	475	450
Sílice	597	683	635

Extraído de Mecánica de rocas, fundamentos e ingeniería de taludes

a. Resistencia compresiva de la roca

Según carlos macacilla (2008) la resistencia compresiva “ σ_c ” de una roca se puede determinar por tres procedimientos.

- Primer procedimiento. - Estimación de la resistencia compresiva mediante el martillo de Schmidt.
- Segundo procedimiento. - Determinación de la resistencia compresiva mediante el ensayo de carga puntual “franklin”.
- Tercer procedimiento. - Determinación de la resistencia compresiva mediante el ensayo de compresión simple y/o uniaxial.

Tabla 5 — Resistencia de la compresión de la roca y su valoración numérica según Bieniawski

Descripción	Resistencia compresión simple (Mpa)	Ensayos carga puntual	Valoración
Extremadamente dura	>250	>10	15
Muy dura	100-250	4-10	12
Dura	50-100	2-4	7
Moderadamente dura	25-50	1-2	4
Blanda	5-25	<1	2
Muy blanda	0-5	<1	1

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

b. Índice de calidad de la roca (RQD)

El RQD (Rock Quality Designation) planteada por Deere en 1967. Este parámetro se obtiene a partir de del porcentaje de trozos de testigos mayores de 10 cm en un sondeo, tal y como muestra la figura N° 05 y permite estimar el grado de fracturación del macizo rocoso.

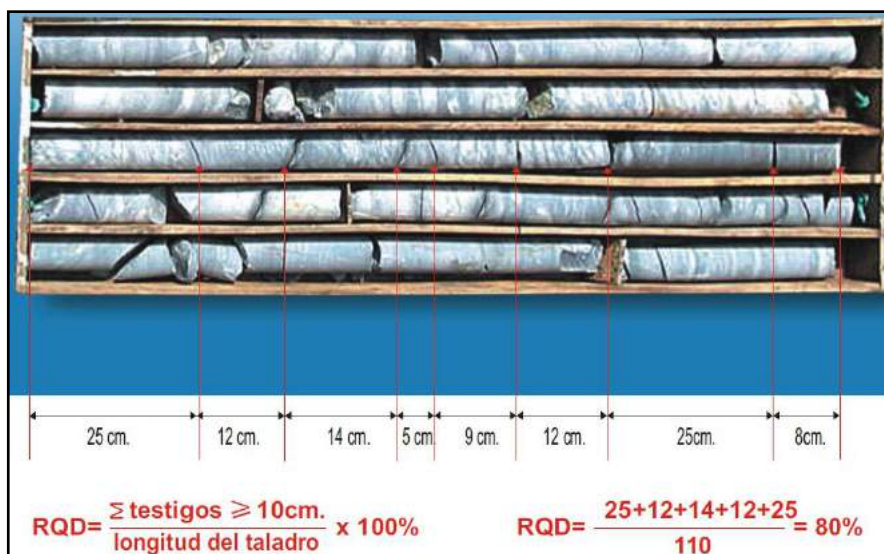


Figura 8 — Testigos de perforación diamantina

Extraído de grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

Según Bieniawski (1989). Para determinar el RQD en el campo y/o zona de estudio de una operación minera, existen hoy en día tres procedimientos de cálculo.



- **Primer procedimiento.** - se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 cm en el intervalo de testigos de 1.5 m.

$$RQD = \frac{\Sigma(\text{trozos} \geq 10 \text{ cm})}{\text{longitud total del taladro}} (100)$$

- **Segundo procedimiento.** - Se realiza el cálculo mediante el RQD midiendo un metro de forma lineal y se cuenta el número de fisuras dentro de la operación minera y luego se aplica la siguiente formula:

$$RQD = 100\lambda^{-0,1\lambda(0,1\lambda+1)}$$

Donde:

$$\lambda = \frac{\text{número de fisuras}}{\text{espaciamiento}}$$

- **Tercer procedimiento.** – se realiza el cálculo del RQD contando el número de fisuras por metro cubico y se usa la ecuación que se muestra a continuación:

Fórmula matemática de Palmstrom.

$$RQD = 115 - 3,3(Jv)$$

Donde:

Jv= Número de fisuras por metro cubico.

Tabla 6 — Índice de calidad de la roca RQD (Rock Quality Designation) y su valoración

Índice de calidad RQD (%)	Calidad	Valoración
0-25	Muy mala	3
25-50	Mala	8
50-75	Regular	13
75-90	Buena	17
90-100	Excelente	20

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

c. Espaciamiento de juntas

Según Bieniawski, Z.T. (1989), se ha comprobado que el espaciamiento de juntas tiene gran influencia sobre la estructura del macizo rocoso. La resistencia del macizo rocoso va disminuyendo según va aumentando el

número de juntas, siendo el espaciado de las juntas el factor más influyente en esta disminución de resistencia. Así resulta que un material rocoso de alta resistencia de 100 MPa a 200 MPa, que este muy fracturado con un espaciamiento de juntas de 5 cm, corresponde a un macizo rocoso débil.

A continuación, se presenta la clasificación de Deere de los macizos rocosos. En lo referente al espaciamiento de juntas, que es la que recomienda utilizar en la clasificación geomecánica de Bieniawski.

Tabla 7 — Espaciamiento de discontinuidades y su valoración

Descripción espaciamiento	Espacio de juntas	Tipo de macizo rocoso	Valoración
Muy separadas	>2,00m	Solido	20
Separadas	0,6-2,00m	Masivo	15
Moderadamente	200-600 mm	En Bloques	10
Juntas	60-200 mm	Fracturado	8
Muy juntas	<60 mm	Machacado	5

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

d. Condición de discontinuidades

Para determinar la condición de las discontinuidades se tiene que calcular los siguientes parámetros:

- **Apertura**

La Apertura de las juntas es un criterio para descripción cuantitativa de un macizo rocoso.

Tabla 8 — Apertura de discontinuidades y su valoración según la clasificación de Bieniawski

Grado	Descripción	Separación de las caras	Valoración
1	Abierta	>5 mm	0
2	Moderadamente abierta	1-5 mm	1
3	Cerrada	0,1-1 mm	4
4	Muy cerrada	<0,1 mm	5
5	Ninguna	0	6

Extraído del Grupo de investigación de geología aplicada (GIGA)



- **Persistencia de discontinuidades**

La dimensión de las juntas tiene que ver en la importancia que el material rocoso y la apertura de las juntas tienen en el comportamiento de la misma

Tabla 9 — Persistencia de discontinuidades y su valoración según la clasificación de Bieniawski

Grado	Descripción	Continuidad	Valoración
1	Muy baja	< 1m	6
2	Baja	1-3 m	4
3	Media	3-10 m	2
4	Alta	10-20 m	1
5	Muy alta	>20 m	0

Extraído de grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

- **Rugosidad**

Es la resistencia que ofrece al ejercer fuerza sobre las juntas sin relleno.

Tabla 10 — Rugosidad y su valoración según la clasificación de Bieniawski

Grado	Descripción	Valoración
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente rugosa	3
4	Lisa	1
5	Plana(espejo de falla)	0

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

- **Relleno**

Tabla 11 — Relleno de discontinuidades y su valoración según la clasificación de Bieniawski.

Grado	Descripción	Valoración
1	Blando > 5 mm	0
2	Blando <5 mm	2
3	Dura >5 mm	2
4	Dura >5 mm	4
5	Ninguna	6

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)



- **Alteración**

Tabla 12 — Alteración de discontinuidades y su valoración según la clasificación de Bieniawski

Grado	Descripción	Valoración
1	Descompuesta	0
2	Muy alterada	1
3	Moderadamente alterada	3
4	Ligeramente alterada	5
5	No alterada	6

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

- **Presencia de agua**

El efecto del agua tiene especial importancia en los macizos diaclasados. Se tendrá en cuenta el flujo de agua en el macizo rocoso.

Tabla 13 — Obtención de la presencia de agua en el macizo rocoso

Caudal por 10 m de túnel	Descripción	Valoración
Nulo	Seco	15
<10 lt/min	Ligeramente húmedo	10
10-25 lt/min	Húmedo	7
25-125 lt/min	Goteando	4
>125 lt/min	Fluyendo	0

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

- **Corrección por orientación**

Para realizar la corrección por orientación se considera la orientación de las discontinuidades con vista a la construcción de la excavación minera de una determinada labor, en este punto se considera el rumbo y buzamiento si son favorables a la construcción de la labor minera.



Tabla 14 — Clasificación de Bieniaswki para la determinación de los buzamientos con respecto al efecto relativo con relación al eje del túnel

Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0-20° cualquier dirección
Excavación a favor del buzamiento		Excavación Contra el buzamiento				
Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Regular
0	-2	-5	-10	-12	-5	-5

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

Tabla 15 — Valoración de la orientación de las discontinuidades para túneles y minas

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-2
Regular	-5
Desfavorable	-10
Muy desfavorable	-12

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

3.3.9.2 El Índice de Resistencia Geológica GSI (geological strength index) de Hoek y Marinos (2000)

Se presenta en la figura 9. En el criterio original se consideran 6 categorías de masas rocosas, pero para el presente caso se han considerado 5 categorías, para compatibilizar este criterio con el criterio RMR y las guías de clasificación antes presentadas. El Índice de Resistencia Geológica GSI considera dos parámetros: y la condición de la estructura de la masa rocosa la condición superficial de la misma.



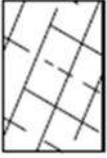

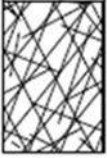


<p>CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO</p> <p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con una wincha. La mala voladura afecta esta condición. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, alteración de paredes y relleno de las discontinuidades.</p>		<p>CONDICIONES SUPERFICIALES</p>					
<p>ESTRUCTURA</p>		<p>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa). (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA).</p>					
<p>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 100 a 250 MPa). (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p>		<p>REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).</p>					
<p>MODERADAMENTE RESISTENTE, MODERADAMENTE ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADAS, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 a 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE).</p>		<p>MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS Y ESTRIADAS, MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa). (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE).</p>					
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90%) (2 A 6 FRACT. POR METRO)</p>	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/M	LF/MM		
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75%) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	F/MB	F/B	F/R	F/M	F/MM		
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50%) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/M	MF/MM		
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25%) (MÁS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/M	IF/MM		
 <p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)</p>	T/MB	T/B	T/R	T/M	T/MM		

Figura 9 — Caracterización geotécnica del macizo rocoso según el grado de fracturamiento y resistencia GSI modificada con 5 categorías y dos parámetros para la evaluación del macizo rocoso

Extraído del Grupo de investigación de geología aplicada (GIGA)

La estructura de la masa rocosa considera el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas (discontinuidades) por metro lineal, según esto, las cinco categorías consideradas se definen así:

- ✓ Masiva o levemente fracturada (LF)
- ✓ Moderadamente fracturada (F)
- ✓ Muy fracturada (MF)
- ✓ Intensamente fracturada (IF)
- ✓ Triturada o brechada (T)

I. La condición superficial de la masa rocosa involucra a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración. Según esto, las cinco categorías consideradas se definen así:

- ✓ Masa rocosa muy buena (MB)
- ✓ Masa rocosa buena (B)
- ✓ Masa rocosa regular (R)
- ✓ Masa rocosa mala (M)
- ✓ Masa rocosa muy mala (MM)

3.3.9.3 Clasificación Q de Barton

La clasificación Q fue desarrollada en 1974 por Barton, Lunde y Lien a partir de la información de numerosos túneles. Esta clasificación geomecánica permite estimar parámetros geotécnicos del macizo rocoso y lo que es más importante diseñar sostenimientos para túneles y otras excavaciones subterráneas. Esta clasificación geomecánica permite estimar parámetros geotécnicos del macizo rocoso y lo que es más importante diseñar sostenimientos para túneles y otras excavaciones subterráneas. El índice Q varía entre 0,001 y 1000 clasificándose el macizo rocoso como:

Tabla 16 — Clasificación de Barton de los macizos rocosos, índice de calidad Q

Tipo de roca	Valor de Q
Excepcionalmente mala	0,001- 0,01
Extremadamente mala	0,01- 0,1
Muy mala	0,1-1
Mala	1-4
Media	4-10
Buena	10-40
Muy buena	40 - 100
Extremadamente buena	100 - 400
Excepcionalmente buena	400 -1000

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)



Se calcula mediante 6 parámetros geotécnicos según la siguiente expresión:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right) \times \left(\frac{J_r}{J_a}\right) \times \left(\frac{J_w}{SRF}\right)$$

Donde:

Los tres términos de la expresión de **Q** de Barton representan lo siguiente:

$\left(\frac{RQD}{J_n}\right)$: Tamaño de los bloques

$\left(\frac{J_r}{J_a}\right)$: la resistencia al corte entre los bloques

$\left(\frac{J_w}{SRF}\right)$: influencia del estado tensional.

A partir de la puntuación obtenida en cada bloque podremos conocer que término tiene mayor o menor peso en la evaluación del índice Q y por tanto su influencia en la calidad del macizo rocoso.

Tablas usadas para la clasificación Q.

- a. **Parámetro RQD:** Se trata de un índice para medir el grado de un macizo rocoso a partir de testigos de sondeo. Para determinarse se mide en porcentaje.

Tabla 17 — Índice de calidad de roca, para el cálculo del Q de Barton

Descripción de la calidad del macizo rocoso	Valoración RQD (%)	Observaciones
Muy pobre	0 – 25	
Pobre	25 – 50	Para RQD < 10 se puede tomar RQD = 10 en la ecuación de Q.
Medio	50 – 75	
Bueno	75 – 90	
Muy bueno	90 - 100	

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)



- b. **Parámetro índice de diaclasado Jn:** Indica el grado de fracturamiento del macizo rocoso.

Tabla 18 — Descripción y valoración del grado de fracturamiento del macizo rocoso

Descripción	Valoración Jn
Roca masiva	0,5 – 1
Una familia de diaclasas	2
Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	3
Dos familias de diaclasas	4
Dos familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	6
Tres familias	9
Tres familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	12
Cuatro o más familias de diaclasas, roca muy fracturada	15
Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza dos juntas y en túneles tres juntas	

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

- c. **Parámetro índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas Jr:**

Tabla 19 — Está basada por la relación o el contacto entre las dos caras de la junta

Contacto entre las dos caras de las diaclasas con poco desplazamiento lateral de menos de 10 cm.	Valoración Jr
Juntas discontinuas	4
Junta rugosa o irregular ondulada	3
Suave ondulada	2
Espejo de falla, ondulada	1,5
Rugosa o irregular, plana	1,5
Suave plana	1
Espejo de falla, plano	0,5

No existe contacto entre las dos caras de las diaclasas cuando ambas se desplazan lateralmente.	Valoración Jr
Zona de contenido de minerales arcillosos suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de las diaclasas.	1
Arenas, gravas o zonas fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de las diaclasas.	1
Nota: Si el espaciado de la familia de las diaclasas es mayor de 3 m hay que aumentar el Jn en una unidad.	

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

d. Parámetro coeficiente reductor por la presencia de agua Jw

Tabla 20 — Factor de reducción por la presencia de agua

Descripción	Valoración Jw	Presión del agua kg/cm ²
✓ Excavaciones secas o de influencia poco importante.	1	<1
✓ Fluencia o presión medias. Ocasional lavado de los rellenos de las diaclasas.	0,66	1– 2,5
✓ Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las diaclasas.	0,33*	2,5 – 10
✓ Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas, decayendo con el tiempo.	0,1– 0,2*	> 10
✓ Fluencia o presión de aguas excepcional altas y continuas, sin disminución.	0,05 – 0,1*	>10
Los valores presentados con el signo (*) son solo valores estimados. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar Jw		

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)



e. **Parámetro índice de alteración de las discontinuidades Ja**

Tabla 21 — Índice de alteración de discontinuidades Ja. Mide las alteraciones de las juntas

Descripción	Valoración Ja	
✓ Junta serrada, dura, que no son blandas e impermeable, ejemplo cuarzo con paredes sanas.	0,75	25-30
✓ Caras de las juntas únicamente manchadas.	1	25-30
✓ Las caras laterales de las juntas están con alteración ligeramente y con minerales que no reblandecido, roca desintegrada libre de arcilla.	2	25-30
✓ El Recubrimiento de limo, pequeña fracción arcillosa no blanda.	3	20-25
✓ Recubierto con minerales arcillosos blandos o como es caolinita, clorita, talco, yeso, grafito y cantidades pequeñas de arcilla expansivas. Y los recubrimientos discontinuos con los espesores de hasta de 1 o 2 mm.	4	8-16
Contactos entre las dos caras de la diaclasa con < de 10 cm desplazamiento lateral.		
✓ Roca desintegrada libre de arcilla. Y arena disintegrada	4	25-30
✓ Fuertemente consolidados de rellenos de minerales arcillosos que no blandos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor.	6	16-24
✓ Sobreconsolidación media a baja, blandos, rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de < 5 mm de espesor.	8	12-16
✓ Rellenos de arcilla expansiva, de espesor continuo de 5 mm. El valor Ja dependerá del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8-Dic	6-12
No existe contacto entre las 2 caras de la diaclasa cuando esta cizallada.		
✓ Zonas o bandas de roca desintegrada o manchada y arcilla.	6/08/2012	6-24
✓ Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fricción de arcilla no blandas.	5	6-24
✓ Granos arcillosos gruesos.	13-20	6-24

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)



f. Condiciones tensionales SRF

Tabla 22 — Condiciones tensionales o factor del estado tensional del macizo rocoso (stress reduction factor, SRF)

1. Zona debil que intercepta la excavación y pueden causar caidas de bloques			S.R.F
<ul style="list-style-type: none"> • Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor. • Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación < 50 m). • Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente. (profundidad de excavación > 50 m). • Varias zonas de fractura en roca competente, libre de arcilla, roca suelta alrededor. (cualquier profundidad) • Solo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla. (profundidad < 50 m). • Solo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla. (profundidad > 50 m). • Diaclasas abiertas sueltas, muy fracturadas. Cualquier profundidad. 			10
			5
			2,5
			7,5
			5
			2,5
			5
2. Rocas competentes con problemas tensionales en las rocas	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1	S.R.F
• Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	>200	>13	2,5
	200-10	13-	1
• Tensiones medias	10-5	0,33	0,5-2
• Tensiones altas estructura muy compacta, favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales.		0,66-	
	5-2,5	0,33	5-10
	< 2,5		10-20
• Explosión de roca suave (roca masiva)		0,33-	
• Explosión de roca fuerte (roca masiva)		0,16	
		<0,16	



<p>σ_c y σ_t son las resistencias a la compresión y tracción respectivamente de la roca, σ_1 es el esfuerzo principal máximo que actúa en la roca.</p>	
<p>3. Roca fluente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas</p>	<p>S.R.F</p>
<p>M: presión de flujo suave.</p>	<p>5-10</p>
<p>N: presión de flujo intensa.</p>	<p>10-20</p>
<p>4. Roca expansiva, actividad expansiva química dependiendo de la presencia del agua</p>	<p>S.R.F</p>
<p>O. presión expansiva suave.</p>	<p>5-10</p>
<p>P. presión expansiva intensa.</p>	<p>10-15</p>
<p>Observación al S.R.F:</p> <p>Reducir los valores del SRF en un 25 a 50% si las zonas de rotura solo influyen, pero no interceptan a la excavación.</p> <p>En los casos que la profundidad del túnel sea inferior a la altura del mismo se sugiere aumentar el SRF de 2,5 a 5.</p> <p>Para campos de tensiones muy anisótropos cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reducir el σ_c y σ_t a $0,8 \sigma_c$ y $0,8 \sigma_t$.</p>	

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

Tabla 23 — Valores del índice ESR (excavación suport radio) de la clasificación Q, Barton (2000)

Tipo de excavación	ESR
A Labores mineras de carácter temporal, etc. Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las	2-5
B galerías de alta presión), Túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica.	1,6-2
C Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y ferrocarril, túneles de acceso.	1,2-1,3
D Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles	0,9-1,1
E Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fabricas, túneles para tuberías principales de gas	0,5-0,8

Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)



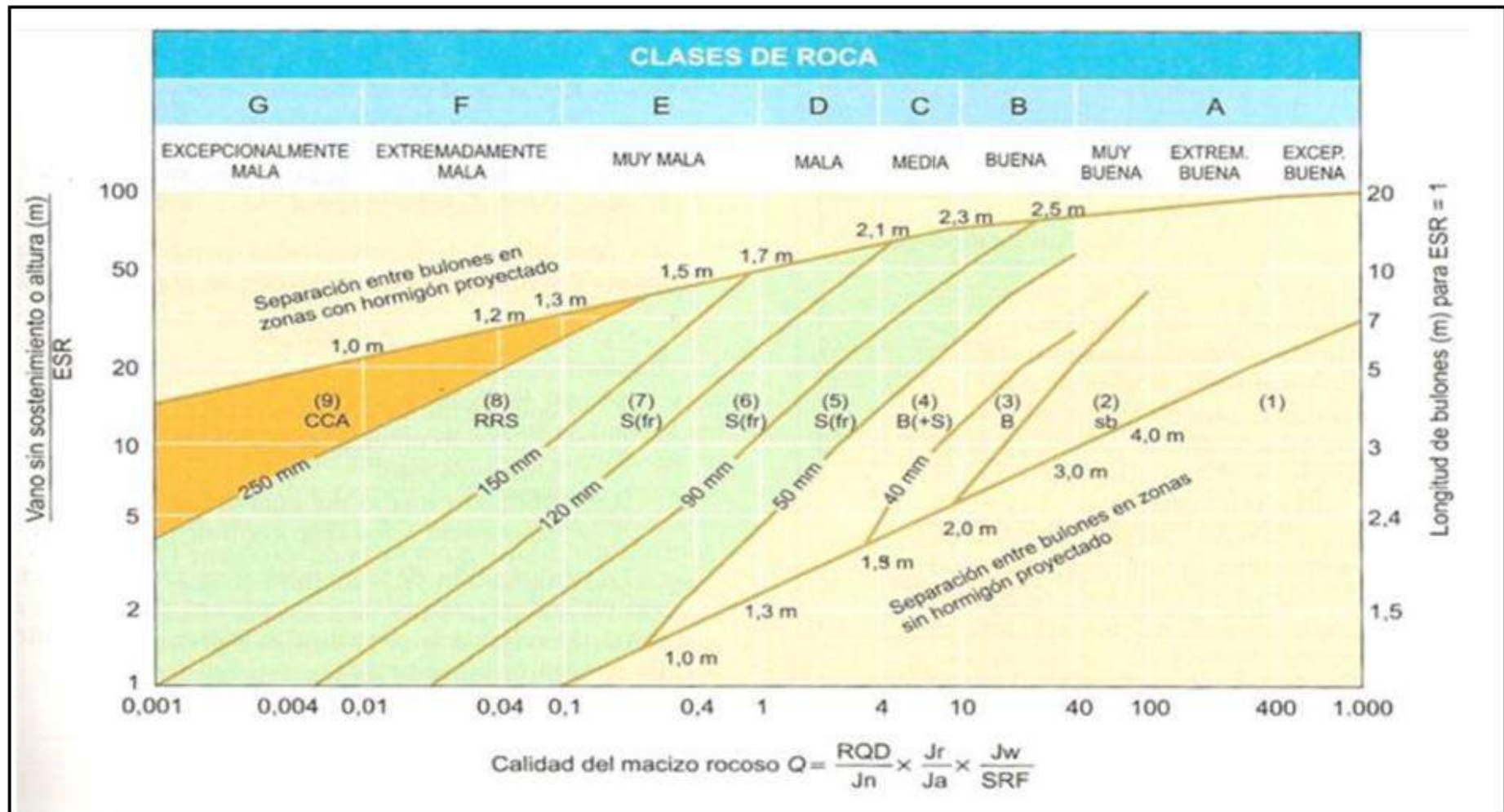


Figura 10 — Categoría de sostenimiento a partir del índice Q, Barton (2000)
 Extraído de Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

Sin sostenimiento

1. Bulonado puntual, sb
2. Bulonado sistemático, B
3. Bulonado sistemático con hormigón proyectado, 40 – 100 mm, B+S
4. Hormigón proyectado con fibras, 50 – 90 mm y bulonado S(fr) + B
5. Hormigón proyectado con fibras, 90 – 120 mm y bulonado S(fr) + B
6. Hormigón proyectado con fibras, 120 – 150 mm y bulonado S(fr) + B
7. Hormigón proyectado con fibras, >150 mm con bulonado y arcos armados reforzados con hormigón proyectado S(fr) + RRS +B
8. Revestimiento de hormigón CCA

3.3.9.4 Sostenimiento en la explotación con Taladros Largos

El control del terreno en los tajos por subniveles merece especial atención en cuanto a estabilidad debido a que las rocas encajonantes suelen presentar alteraciones y fallamientos, (Apaza, 2013) donde el terreno presenta baja resistencia, influenciado por el buzamiento del cuerpo mineralizado y las altas vibraciones que produce la voladura masiva.

Para controlar se emplean varias formas de sostenimiento:

- Sostenimiento con pernos largos.
- Sostenimiento con cables cementados.
- Sostenimiento con relleno.
- Sostenimiento con Shotcrete.

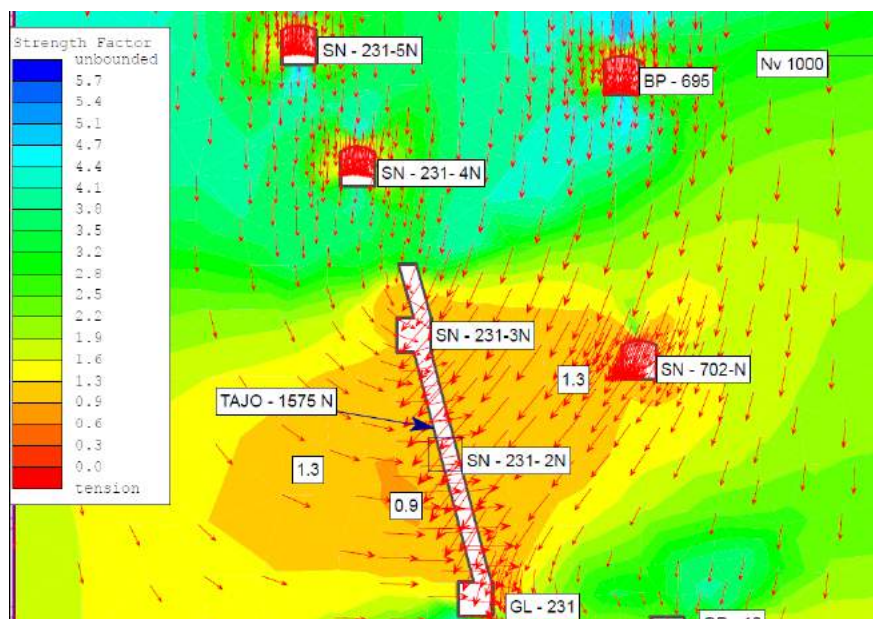


Figura 11 — Desviación del sentido de las tensiones

Ante un vacío se genera una nueva distribución de esfuerzos (inducidos), los que comienzan a afectar las labores existentes, provocando desprendimientos, fallas por tensión o en algunos casos estallidos de roca.

3.4 Definición de Términos (Marco conceptual)

En el manual de induccion de Consorcio Minero Horizonte (2012) indica las siguientes definiciones:

3.4.1 Labores Mineras

Son espacios abiertos donde el trabajador minero realiza sus actividades diarias ya sean manualmente o con equipos motorizados.

A. Chimenea

Es una labor vertical ascendente que sirve de acceso y comunicación entre niveles, lleva punto de dirección.

Existen varios tipos de chimeneas

- Chimenea de extracción
- Chimenea de explotación
- Chimenea de ventilación
- Chimenea de servicios
- Chimenea para el acceso de personal

B. Crucero

Labor horizontal que se corre en desmonte o ganga, se construye con la finalidad de intersectar o cortar la veta para su posterior construcción de labores de exploración y explotación.

C. Echadero de Mineral (Ore pass).

Labor vertical en donde se deposita el mineral que se extrae de los tajos.

D. Galería

Es una labor horizontal que se corre en avanzada y en veta, utilizando gradiente para evitar la acumulación de agua.

E. Rampa

Es una labor de desarrollo que permite el acceso a lugares profundos o superiores (positivas o negativas), con gradiente variables y con dirección, que pueden ser en espiral o zig-zag con secciones para el tránsito de equipos de bajo perfil.

F. Refugio

Es una labor ubicada en galerías, cruceros, rampas que permiten proteger a los transeúntes y también sirven para el pase entre equipos, estas labores mineras están ubicados cada 50 m de distancia.

G. Subnivel

Es una labor de menor o igual sección que la galería que se corre en veta, utilizando gradiente que siempre está en la parte superior de la galería, en unidades mineras en donde trabajan convencionalmente la sección habitual es de 1,20m por 1,80m.

H. Tajo

Es una labor minera de explotación de donde se extrae el mineral valioso o mena, mineral que será tratado en planta para obtener concentrado que luego será procesado y fundido.

3.4.2 Actividades Mineras (Ciclo minado)

Son aquellas actividades que permiten el desarrollo de las diferentes labores mineras, las actividades cumplen con el ciclo de minado que empieza por la perforación, voladura, sostenimiento y limpieza a grandes rasgos (Lopez, 2017).

A. Costos Operación

Se define como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación y se subdividen en (Llanque, 1999):

- Costos directos
- Costos indirectos
- Costos generales

B. Indicadores económicos

Según Gutiérrez (2018) en su tesis “Proyecto de Aplicación del Método Tajeo por Subniveles en el Tajo 420-380 en Mina Chipmo, U.E.A. Orcopampa” el indicador económico es un tipo de dato que se mide estadísticamente sobre la economía y permitirá realizar un análisis del rendimiento y la situación económica y se puede mencionar los siguientes:

- Toneladas rotas por disparo
- Toneladas rotas por metro
- Toneladas rotas por sección
- Toneladas rotas por taladro
- Leyes de minado
- Factor de potencia
- Factor de carga
- Factor de avance

C. Limpieza

Es aquella actividad que se encarga de realizar la limpieza después de haber realizado la voladura, la limpieza se realizara con equipos neumáticos y/o equipos que operan a diésel (Lopez, 2017).

D. Perforación

Son los trabajos primarios que se realiza en el proceso de voladura, consiste en realizar agujeros con el fin de alojar la maza explosiva (EXSA, 2014).

E. Productividad

La productividad es un elemento representativo a la hora de medir la efectividad en minería extractiva, que está relacionado con la mecanización (Indhira, 2006).

F. Sostenimiento.

Es el trabajo de compensar o contrarrestar las tenciones existentes la la labor minera (Osinergmin, 2017).

G. Voladura

Es el proceso e activar los explosivos con la finalidad de fracturar la maza rocosa y así poder acceder a ellos(EXSA, 2014).

CAPÍTULO IV DISEÑO METODOLOGICO

4.1 Tipo y Diseño de la Investigación

4.1.1 Tipo

El tipo de investigación es descriptivo y aplicativo el estudio tiene en cuenta la mejora económica de la empresa mediante la aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas.

4.1.2 Diseño

Es una investigación causa - efecto, pues se determina el análisis de la aplicación del método de explotación por subniveles en vetas angostas con taladros largos, el cual implicará una descripción del cómo se logrará mejorar la productividad.

4.2 Población y Muestra

4.2.1 Población

Se toma en cuenta como universo poblacional a todas las estructuras mineralizadas de la Unidad Minera Yauliyacu, donde se realizan trabajos de extracción ya sean ramales y vetas angostas que se encuentran en la zona alta, zona baja, Corina y Jirca.

4.2.2 Muestra

Se toma como muestra para aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la veta denominada “H” que se encuentra en la sección II, Nivel 1000 y la veta “M” que se encuentra en la sección V nivel 3900.

4.3 Procedimiento de la Investigación

Para realizar el procedimiento de investigación de datos estará de acuerdo al cronograma establecido de la tesis.

- Se realizó con tres personas, están conformados por dos tesistas y un asesor.
- La duración de la investigación fue de aproximadamente de 3 meses.
- El medio de la investigación fue la revisión de documentos, observación, revisión de reportes y la recopilación de los datos de investigación.

Para recopilar los datos tuvimos en cuenta registros en papel, hoja electrónica en Excel y el empleo del procesador de textos.

4.4 Material de Investigación

Los materiales a usar para la investigación fue la revisión bibliográfica y la investigación de antecedentes de otros proyectos mineros recolectados y de los antecedentes que se investigó dentro de la unidad minera que consideramos las siguientes:

- La revisión bibliográfica recopilada.
- Los reportes de operación recopiladas dentro de la unidad minera.
- Los reportes de avances que se recopilaron de la unidad minera.
- Análisis estadísticos.

4.5 Instrumentos de Investigación

Los instrumentos para realizar la investigación son los siguientes:

- Instrumentos de medición que se usan en la unidad minera para calcular el tonelaje extraído del tajo.
- Los diferentes modelos matemáticos que se usan para determinar la malla de perforación.
- Modelos matemáticos empleados por computadora

4.6 Plan de Tratamiento de Datos

Con los datos obtenidos se procederá a realizar las estimaciones para el método de minado, seguidamente se hará simulaciones donde se evaluará la factibilidad de la aplicación de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas y de tal forma ver la reducción en los costos de operación.

CAPÍTULO V RESULTADOS

5.1 Descripción de los resultados

5.1.1 Análisis Geomecánico TJ-395 sección V

5.1.1.1 Evaluación geomecánica del tajo

Las actividades mineras están sujetos a las condiciones geomecánicas, por consiguiente, es necesario el conocimiento del comportamiento del macizo rocoso y de la roca intacta, al realizar la excavación, será la clave para ejecutar una actividad sin colapsos. Además de elaborar un diseño de ingeniería adecuado que permita que las actividades mineras se lleven adecuadamente.

Para determinar el conocimiento de la roca intacta y del macizo rocoso in situ se hace con la aplicación de técnicas geotécnicas, el uso de estas técnicas permite dar conocer y entender de las condiciones del macizo rocoso con el objetivo de asegurar que la actividad pueda ser diseñada y ejecutada con seguridad.

a) Roca intacta.

Es el bloque ubicado entre las discontinuidades y podría ser representada por una muestra de mano o trozo de testigo que se realiza para ensayos de laboratorio.

b) Macizo rocoso

Es el medio in situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades, que también está por agentes geomecánicos, geológicos e hidrológicos como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales, además de la presencia de factores de tipo mecánico como la presencia de esfuerzos comprensivos. Dependiendo de cómo se presente estas discontinuidades o rasgos estructurales dentro de la masa rocosa, esta tendrá un determinado comportamiento frente a las operaciones de minado.

Para la evaluación del tajo 395 del nivel 3900 se empieza desde el subnivel 395, se realiza el minado para esto se han programado el avance de las siguientes labores VN-395-1 y VN-395-2 que son de uso como refugios, así mismo la rampa basculante RP-395(+15%) y el ore pass 395 que conecta con el nivel principal de extracción del nivel 3900 piso 1, analizando por la cantidad de incidencias de labores cercanas se realiza la recomendación

geomecánica y se determina el RMR-44 y GSI MF/R que se requiere un sostenimiento de malla eslabonada de 2"x2" más Split set de 5' pies espaciados a 1,20mx1,20m tal como indica en la recomendación geomecánica ver figura 09 y 10.


	FORMULARIO OPERACIONAL		CODIGO	FOY-FTO-028									
	REPORTE GEOMECANICO		REVISION	00									
			A PROBADO	27/01/2010									
		PAGINA	1-1										
REPORTE GEOMECANICO													
Progresiva:	PT1181+13		Fecha	09-May-18									
Mina	SEC V		Profundidad	513 m									
Nivel	3900	4397	Estructura	CF									
Labor	VN - 395 - 2 AREA 1		Litología	Arenisca									
Realizado:	M.C.P		Rc / Sv	15,20									
SISTEMA RMR													
PARÁMETROS			RANGO	VALOR									
Resistencia a la compresión uniaxial			195 MPa	10									
ROD			45 %	10									
Espaciamento de discontinuidades			6 - 20 cm	8									
CONDICION DE DISCONTINUIDADES													
Familia	Buz /D. Buz	f/m	Persistencia	3 - 10 m									
1	83/162		Abertura	0,1 - 1,0 mm									
2	71/306		Rugosidad	LR									
3	72/285		Relleno	SD < 5 mm									
4			Alteración	Ligera									
Aqua subterránea			Goteo	10									
Orientación			Desfavorable	-10									
RMR_{es} =				44									
TABLA GEOMECANICA													
<table style="width: 100%; border: none;"> <tr> <td style="border: none;">{</td> <td style="border: none;">GSI =</td> <td style="border: none;">MF / R</td> </tr> <tr> <td style="border: none;"></td> <td style="border: none;">RMR =</td> <td style="border: none;">44</td> </tr> <tr> <td style="border: none;"></td> <td style="border: none;">Q =</td> <td style="border: none;">0,84</td> </tr> </table>					{	GSI =	MF / R		RMR =	44		Q =	0,84
{	GSI =	MF / R											
	RMR =	44											
	Q =	0,84											

Figura 12 — Reporte geomecánico, cálculo del RMR según el departamento de geomecánica

Extraído de Departamento de geomecánica unidad minera Yauliyacu, Quenuales



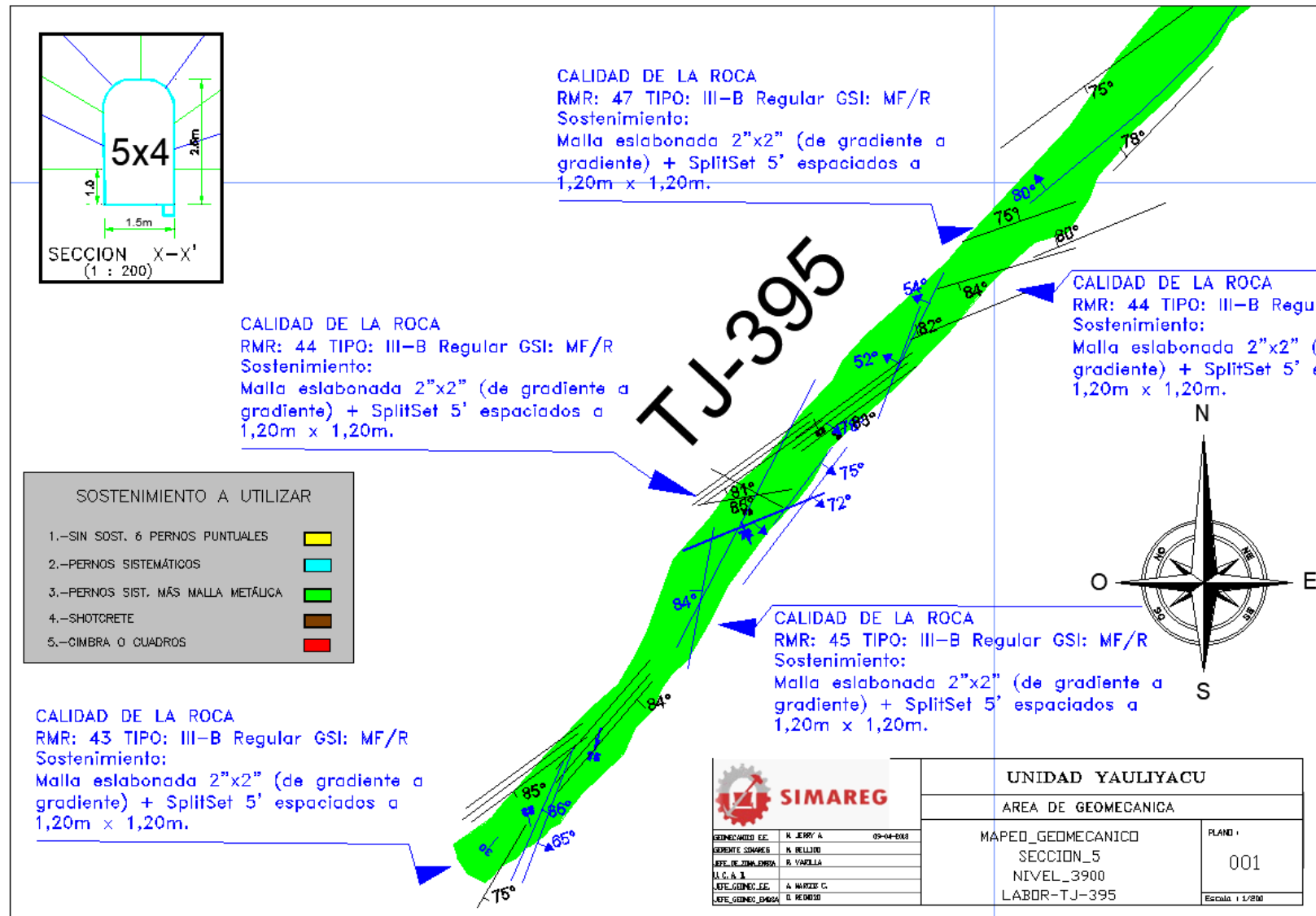


Figura 13 — Recomendación geomecánica del tajo 395

5.1.2 Cálculo del ciclo de minado en la unidad minera Yauliyacu - 2018

El cálculo del ciclo de minado se toma en cuenta desde que el personal se encuentra en sus labores y hasta que el personal abandona dicha área de trabajo, pero las horas laborables son de 11 horas que se toma en cuenta desde la movilización del personal a interior mina y la movilización para la salida del personal teniendo en cuenta de que una 1 hora se toma para la hora de almuerzo y/o refrigerio y estas 11 horas figuran en las tarjetas de tarea en la cual firman los trabajadores y el supervisor para sus debidos pagos mensuales.

En esta tabla se tiene el tiempo promedio en horas de cada operación realizada en mina, los tiempos que se tomaron para determinar el rendimiento de cada operación minera.

Tabla 24 — Tiempos promedio en horas de cada operación minera

Ciclo de minado de corte y relleno ascendente semi-mecanizado	
Actividad	Tiempo de operación mina (h/gd)
Ventilación	0,50
Regado de labor	0,03
Desatado	1,16
Limpieza	2,18
Sostenimiento	2,08
Perforación	2,50
Voladura	0,21
Relleno detrítico	1,50
Total de horas trabajadas	10,16

5.1.3 Cálculo del costo de minado del método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado en la unidad minera Yauliyacu – 2018

5.1.3.1 Cálculo de la productividad TJ-395 sección V de la zona baja de la unidad Yauliyacu

El cálculo de la productividad se realiza desde el mes de enero hasta el mes de junio del año 2018, dentro de los 6 meses se realiza la investigación en la zona baja, sección V en la unidad Yauliyacu, el método de explotación es corte y relleno ascendente semi-mecanizado, en la extracción de mineral se hace uso del micro-scooptran SC-41 de capacidad de 1,5 yd³ y la extracción del mineral

se realiza mediante una rampa basculante de 20 metros de longitud con una pendiente de (-15%) y que termina con una pendiente de (+15%). Ver figura 14.

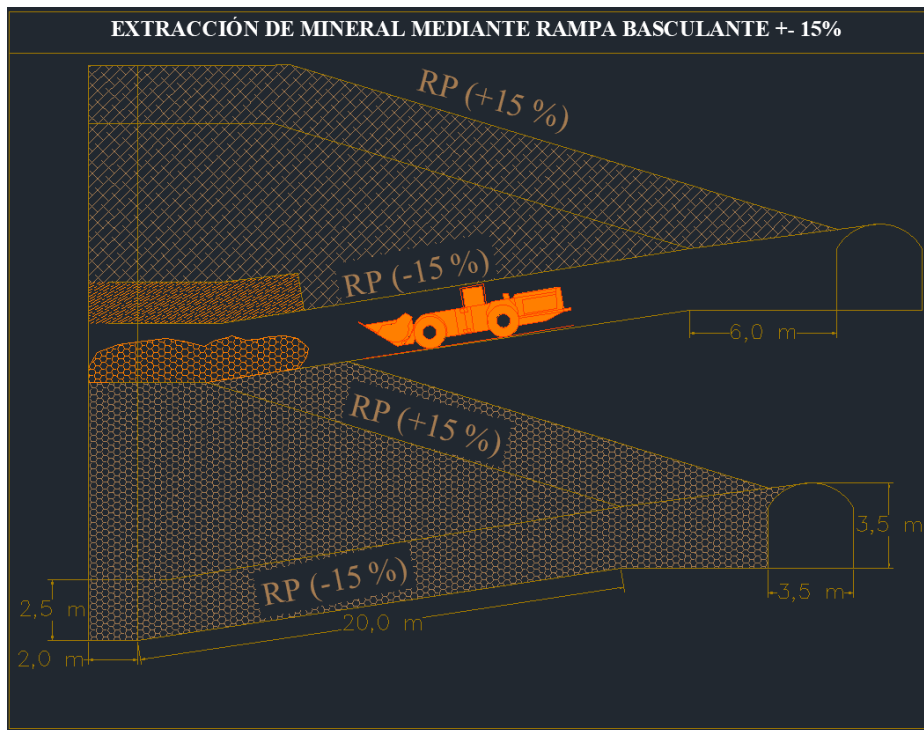


Figura 14 — Rampa basculante con una longitud de 20 m con gradiente (+- 15%)

El acarreo de mineral se realiza desde el tajo TJ-395 hacia el OP-395, cuenta con una distancia de acarreo de 180 metros del TJ-395 hasta el OP-395 son extraídos por locomotoras de capacidad de 4 toneladas desde el nivel 3900 hacia el pique principal, de donde son extraídos hacia superficie con skip por el área de servicios quienes coordinan la extracción con el objetivo de mantener en funcionamiento la planta. Ver figura 15.

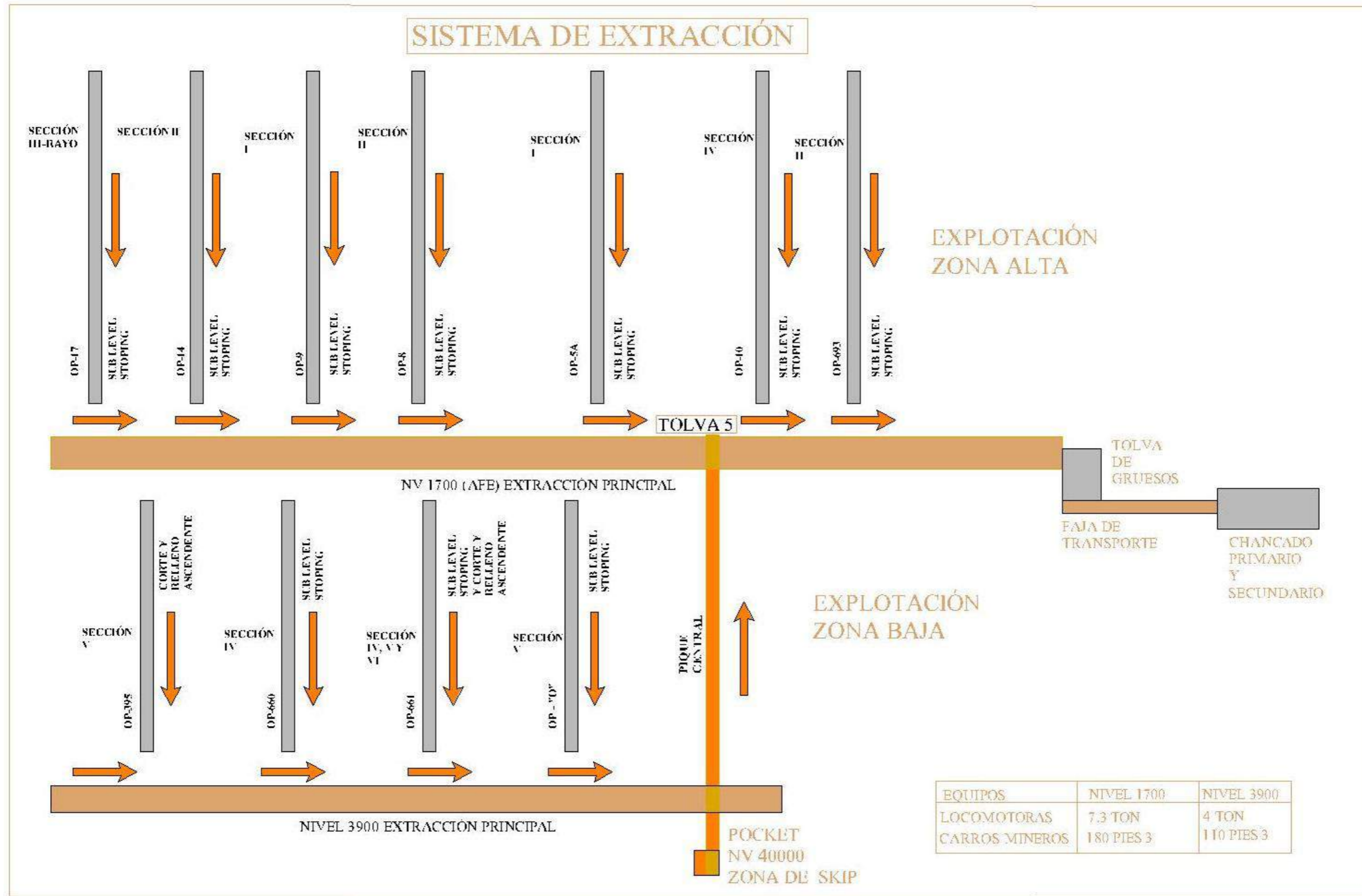


Figura 15 — Sistema de extracción nivel 1700 y nivel 3900 hacia superficie mediante locomotoras trolley y skip

a) Cálculo costo de alquiler de scoop-tramp de capacidad 1,5 yd³

Datos.

Promedio de Horas trabajadas por guardia = 2,18 h/guardia

Días trabajados = 20 días/mes

Alquiler de scoop de 1,5 yd³ = 54,69 US\$/h con operador incluido.

$$\text{Alquiler de scoop de 1,5 yd}^3 = 54,69 \left(\frac{\$}{h}\right) * 2,18 \left(\frac{h}{\text{guardia}}\right) * 2 \left(\frac{\text{guardias}}{\text{día}}\right) * 20 \left(\frac{\text{días}}{\text{mes}}\right)$$

Alquiler de scoop de 1,5 yd³ = 4768,97 US\$/mes

5.1.3.2 Consumo de aceros de perforación TJ-395 sección V, zona baja por el método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado, con la máquina perforadora Jack leg

El consumo de aceros se empieza a calcular desde enero hasta junio del año 2018, se realiza el análisis por 6 meses, durante ese tiempo se lleva un control de la cantidad de aceros consumidos, para tal estudio se tiene una longitud de 56 metros de largo del TJ-395, con una sección de subnivel 2,50 m x 2,50 m para una mejor maniobrabilidad del operador del scoop-tram, para realizar la perforación de taladros se tiene en cuenta las brocas de botones de 38 mm, barras cónicas de 3, 4 y 6 pies de longitud, la longitud de los taladros de producción son de 6 pies (1,80 m) con una inclinación de 70° a 75° de acuerdo al buzamiento de la estructura mineralizada, la perforación de los taladros de producción se realiza en realce para incrementar el área de perforación ver figura N° 14.

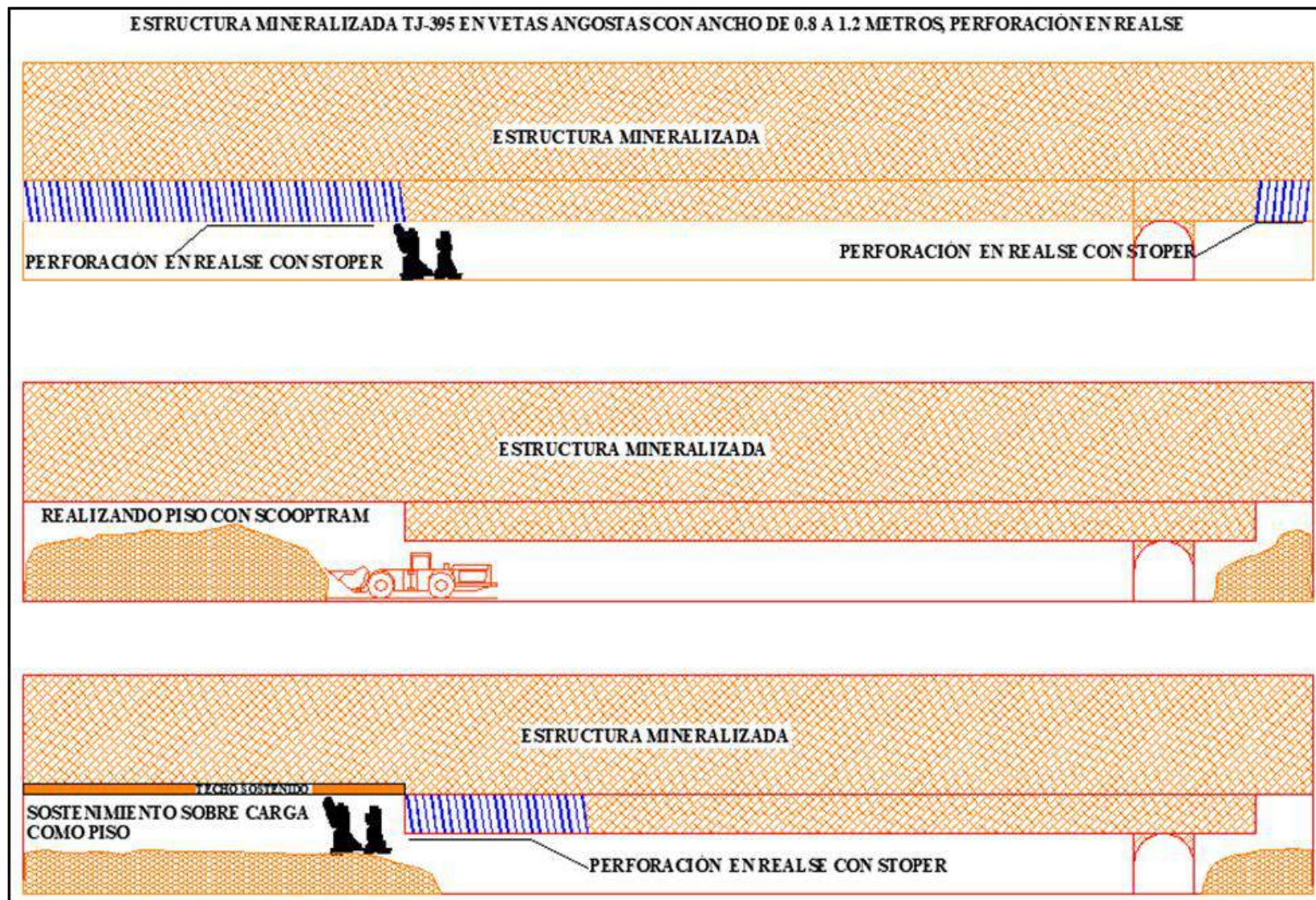


Figura 16 — Ciclo de minado de corte y relleno ascendente semi-mecanizado con taladros en realce

Cada mes se realiza 2 cortes de longitud de 6 pies (1,80 m) con una malla triangular y según el burden y espaciamientos calculados para una roca de RMR de 40 a 45.

a) Cálculo del Burden (B) y Espaciamiento(E)

Reemplazando para el cálculo del Burden(B) Según Ash.

Según la ecuación de Ash se tiene los datos en la tabla 25, para determinar la constante Kb y calcular el burden:

Tabla 25 — Constante Kb para calcular el burden

Determinación de la constante Kb.				
		Clase de roca		
Clase de Explosivo	Densidad gr/ cm ³	Blanda	Media	Dura
Baja densidad y potencia	0,8 a 0,9	30	25	20
Densidad y potencia media	1,0 a 1,2	35	30	25
Alta densidad y potencia alta	1,2 a 1,6	40	35	30

Extraído de Manual práctico de voladura, EXSA

Datos:

∅ de Broca ≈ 38 mm ≈ 1,50 pulgadas

Kb = 20: para roca dura y explosivo de baja densidad y potencia 0,8 gr/ cm³.

$$B = \frac{20 \cdot 1,42}{12}$$

B = 2,37 pies ≈ 0,90 m

Reemplazando los datos de la tabla 26, para calcular el espaciamiento se tiene:

Tabla 26 — Constante Ke para determinar el burden según el periodo de los retardos

Determinación de la constante Ke	
Ke = 2	Para iniciación simultanea
Ke = 1	Para periodos largos o retardos largos
Ke = 1,2 a 1,6	Para periodos cortos o retardos cortos

Extraído de Manual práctico de voladura, EXSA

$$B \approx 0,90 \text{ m}$$

Para calcular el espaciamiento se toma en cuenta los retardos de periodo corto.

$K_e = 1$; Para retardos de periodos largos.

Reemplazando valores:

$$E = 1 * 0,7$$

$$E = 0,90 \text{ metros}$$

Según los datos obtenidos del burden y espaciamiento se tiene una malla triangular como se muestra en la figura 17.

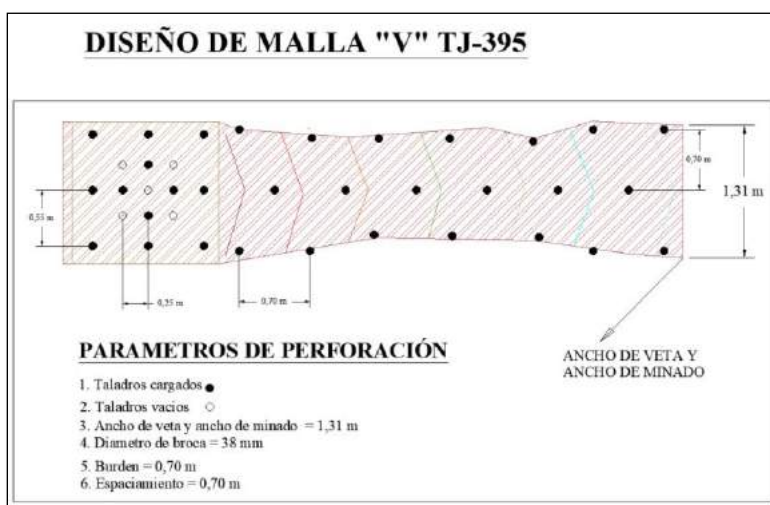


Figura 17 — Diseño de malla de perforación con salida en “V”

b) Cálculo de número de taladros de producción

Para el cálculo del número de taladros se tiene en cuenta el burden y espaciamiento.

Datos:

- Burden = 0,90m
- Espaciamiento = 0,90m
- Longitud de tajo = 56 m
- Ancho de tajo = 1,2 m

Para tal caso se obtiene un total de 62 filas, contamos con 03 filas que nos dan 186 taladros más 17 taladros del arranque.

➤ **Número de taladros de producción**

Número de taladros/corte = 203 taladros/corte.

Número taladros cargados/corte = 198 taladros/corte; cargados con explosivos

Número de taladros de alivio/corte = 5 taladros/corte.

Número de cortes /mes = 2 cortes/mes

Número de taladros/ mes = $198 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{corte}} \right) * 2 \left(\frac{\text{cortes}}{\text{mes}} \right)$

Número de taladros /mes = 396 taladros/mes en el tajo

Número de Taladros por corte en la rampa basculante según el avance del tajo será de 135 taladros aproximadamente/corte.

Número de taladros en rampa basculante /mes = $135 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{corte}} \right) * 2 \left(\frac{\text{cortes}}{\text{mes}} \right)$

Número de taladros en la rampa basculante /mes = 270 taladros/mes

Total, de taladros de producción/mes = $270 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}} \right) + 396 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}} \right)$

Total, de taladros de producción/mes = 666 taladros/mes.

Que contamos con un total de 203 taladros perforados y con 198 taladros cargados por corte, sabiendo que se realiza dos cortes por mes, en los dos cortes contamos con 396 taladros perforados a esta cantidad se le suma la cantidad de taladros que se perfora en la rampa basculante que realiza en rebatida de acuerdo al avance del tajo, para tal caso se estima un total de 270 taladros que se realizan en los dos cortes que se realiza en el tajo sumando un total de 666 taladros perforados.

- c) **Cálculo del número de taladros perforados para realizar el sostenimiento con Split set y malla eslabonada de 2"x2"**

Para calcular la cantidad consumida de aceros de perforación se realizan las siguientes operaciones:

➤ **Número de taladros de sostenimiento**

Taladros por sección según el gráfico que se muestra y según la sección de la labor se determina.

Como se muestra en el gráfico se tiene por sección 5 taladros y con una longitud de 56 metros y espaciados a 1,20 metros.

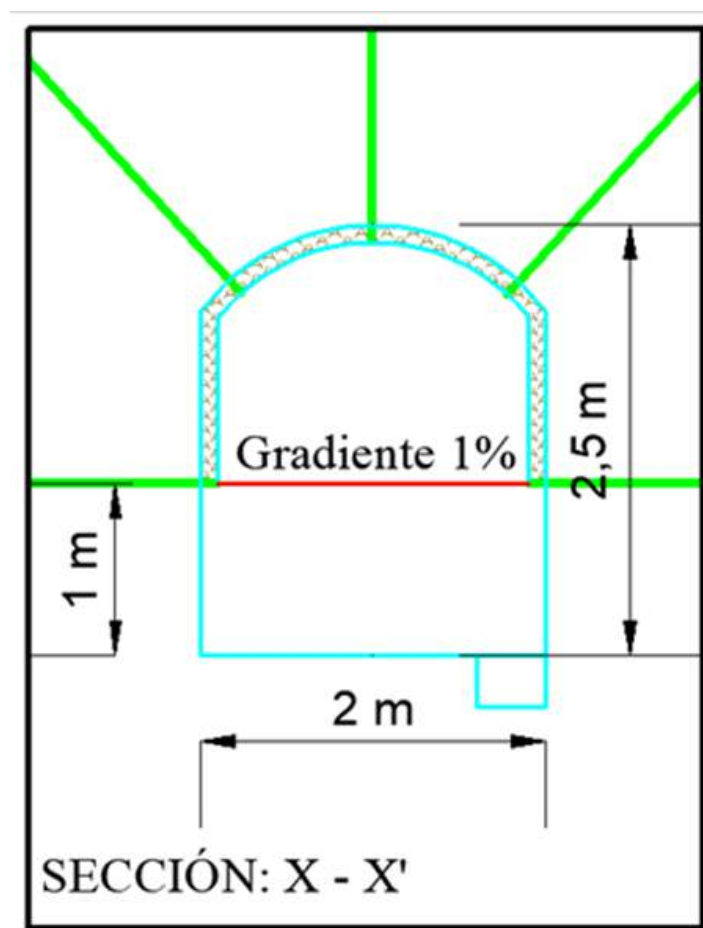


Figura 18 — Número de taladros perforados por sección

Número de taladros por sección = 5 taladros/sección

Número de secciones = $(56(\text{metros})) / (1,20 (\frac{\text{metros}}{\text{sección}}))$

Número de secciones = 47 secciones

$$\text{Número de taladros} = 47(\text{secciones}) * 5 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{seccion}} \right)$$

$$\text{Número de taladros} = 235 \text{ taladros/corte}$$

$$\text{Número de cortes por mes} = 2 \text{ cortes/mes}$$

$$\text{Longitud de corte} = 1,80 \text{ metros/taladro}$$

$$\text{Taladros/mes} = 2 \left(\frac{\text{cortes}}{\text{mes}} \right) * 235 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{corte}} \right)$$

$$\text{Taladros de sostenimiento} = \text{Taladros/mes} = 470 \text{ taladros/mes}$$

En el consumo de aceros de perforación para realizar el sostenimiento se calculó 470 taladros por mes, las longitudes de los taladros son de 6 pies (1,80m).

Total, de taladros = número de taladros de producción + número de taladros de sostenimiento

$$\text{Total, taladros/mes} = 784 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}} \right) + 470 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}} \right)$$

$$\text{Total, taladros/mes} = 1136 \text{ taladros/mes}$$

Tabla 27 — Datos de vida útil del equipo de perforación y de los aceros de perforación

Descripción	Vida útil pp	Depreciación	Costo \$
Máquina de perforación	80000 pp	70%	4500 \$/und
Banenos cónicos de 4 pies	1410 pp	20%	57,39 \$/und
Banenos cónicos de 6 pies	1390 pp	20%	81,05 \$/und
Broca de 38 nuil	600 pp	20%	22,12 S/und
Aire comprimido	-	-	18,18 \$/Hr
Lubricante	-	-	4 \$/gl

Extraído de Almacén central Quenuales

d) Cálculo de Costo de broca de 38 mm en \$/mes

Para el cálculo del costo de broca de 38 mm se hace uso la ecuación del costo de aceros y se muestra la siguiente ecuación:

$$\text{Costo de aceros} = \frac{\text{Precio de aceros} \left(\frac{\$}{\text{und}} \right)}{\text{vida util} \left(\frac{\text{pp}}{\text{und}} \right)} + \frac{\text{Precio de aceros} \left(\frac{\$}{\text{und}} \right)}{\text{vida util} \left(\frac{\text{pp}}{\text{und}} \right)} * dp$$

Donde:

dp = depreciación de aceros y equipo de perforación según sea el caso en porcentajes

de acuerdo al cuadro anterior.

❖ Se tiene los datos de la tabla 27 y se reemplaza, teniendo lo siguiente:

$$\text{Costo de broca} = \frac{(22,12 \$) * (1 \text{ pie})}{600 \text{ pie} * 0,3048 \text{ m}} + \frac{(22,12 \$) * (1 \text{ pie}) * 20\%}{600 \text{ pie} * 0,3048 \text{ m}}$$

$$\text{Costo de broca} = 0,024 \left(\frac{\$}{\text{m}}\right) + 0,12 \left(\frac{\$}{\text{m}}\right)$$

$$\text{Costo de broca por metro} = 0,15 \$/\text{m}$$

Costo de broca por mes perforado

$$\text{Costo total broca/mes} = 0,15 \left(\frac{\$}{\text{m}}\right) * 1136 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}}\right) * 1,8 \left(\frac{\text{m}}{\text{taladro}}\right)$$

$$\text{Costo total de brocas de 38 mm} = 306,72 \$/\text{mes}$$

e) Costo de barra cónica de 4 y 6 pies en \$/mes

En el cálculo del costo de barra cónica de 4 y 6 pies se reemplaza los datos de la tabla N° 23 en la ecuación 4.1:

$$\text{Costo de barra de cónica} = \frac{(81,05 \$) * (1 \text{ pie})}{1390 \text{ pie} * 0,3048 \text{ m}} + \frac{(81,05 \$) * (1 \text{ pie}) * 20\%}{1390 \text{ pie} * 0,3048 \text{ m}}$$

$$\text{Costo barra cónica por metro} = 0,038 \left(\frac{\$}{\text{m}}\right) + 0,19 \left(\frac{\$}{\text{m}}\right)$$

$$\text{Costo barra cónica por metro} = 0,23 \$/\text{m}$$

$$\text{Costo barra cónica por mes} = 0,23 \left(\frac{\$}{\text{m}}\right) * 1136 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}}\right) * 1,8 \left(\frac{\text{m}}{\text{taladros}}\right)$$

$$\text{Costo barra cónica por mes} = 470,30 \$/\text{mes}$$

f) Costo de máquina perforadora

Para el cálculo de la máquina perforadora se reemplaza los datos en la ecuación 4.1 y se tiene:

$$\text{Costo de maquina} = \frac{(4500\$) * (1 \text{ pie})}{80000 \text{ pie} * 0,3048 \text{ m}} + \frac{(4500 \$) * (1 \text{ pie}) * 70\%}{80000 \text{ pie} * 0,3048 \text{ m}}$$

$$\text{Costo de maquina} = 0,31 \$/\text{m}$$

$$\text{Costo de maquina por mes} = 0,31 \left(\frac{\$}{\text{m}}\right) * 1136 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}}\right) * 1,8 \left(\frac{\text{m}}{\text{taladros}}\right)$$

$$\text{Costo de maquina por mes} = 633,89 \$/\text{mes}$$

g) Costo de aire comprimido en \$/mes

$$\text{costo de aire comprimido} = \frac{Tp \left(\frac{h}{\text{taladro}}\right) * Pa \left(\frac{\$}{h}\right)}{L \text{tal.}(m)}$$

Para el cálculo del costo de aire comprimido se reemplaza los datos y se tiene lo siguiente:

Donde:

Tp: tiempo de perforación (h/taladro)

Pa: precio de aire comprimido (\$/h)

Ltal.: longitud de taladro (m)

❖ Realizamos el cálculo de costo de aire comprimido según.

Tiempo de perforación = 2,42 min

Tiempo de posicionamiento y empuje = 0,7 min

Total, de tiempo perforado = 2,42 min + 0,7 min

Total, de tiempo perforado = 3,12 min = $0,052 \left(\frac{h}{taladro} \right)$

De la tabla 27 anterior se tiene que el precio de aire comprimido es de 18,18 \$/h.

Costo de aire comprimido \$/m = $0,052 \left(\frac{h}{taladros} \right) * 18,18 \left(\frac{\$}{h} \right) * \left(\frac{1 taladro}{1,8 m} \right)$

Costo de aire comprimido = 0,53 \$/m

Costo de aire comprimido por mes = $0,53 \left(\frac{\$}{m} \right) * 1136 \left(\frac{taladros}{mes} \right) * 1,8 \left(\frac{m}{taladros} \right)$

Costo de aire comprimido = 1083,74 \$/mes

h) Costo de lubricante en dólares por mes

Costo de lubricante = $4 \left(\frac{\$}{galones} \right) * cantidad de galones \left(\frac{galones}{mes} \right)$

Consumo promedio de aceite torcula 11,19 gal/mes, dato obtenido de los vales de almacén central de la contrata Simareg S.R.L, del cuadro anterior obtenemos los datos:

Costo de lubricante = $4 \left(\frac{\$}{galones} \right) * 11,19 \left(\frac{galones}{mes} \right)$

Costo de lubricantes = 44,76 \$/mes

Tabla 28 — Resumen de costos de máquinas y accesorios en dólares por mes

Descripción	Costo \$	Unidad
Aire comprimido	1083,74	\$/mes
Máquina de perforación	633,89	\$/mes
Barrenos comeos de 6 pies	470,7	\$/mes
Broca de 38 mm	306,72	\$/mes
Lubricante	44,76	\$/mes
Total	2539,81	\$/mes

En el siguiente cuadro se muestra el consumo de aceros de perforación para producción y sostenimiento:

Tabla 29 — Resumen de costo de aceros de perforación durante el tiempo de investigación en dólares por mes

MESES	Consumo total de aceros de perforación \$/mes
Enero	810,67
Febrero	913,84
Marzo	707,50
Abril	891,72
Mayo	1031,70
Junio	958,08
Total general	5313,511

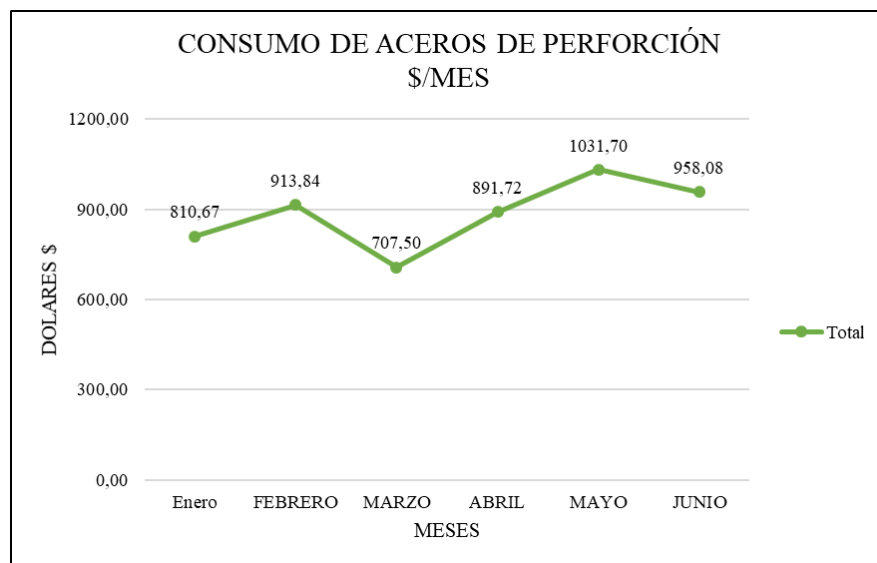


Figura 19 — Líneas de costo de consumo de aceros de perforación en dólares por mes

5.1.3.3 Consumo de elementos de sostenimiento TJ-395, sección V zona baja

Para el consumo de elementos de sostenimiento como son las mallas metálicas eslabonadas de 2"x2" de alambre BWG10, Split set de diámetro de 40 mm x 5 pies de longitud y Split set de 39,5 mm de diámetro y longitud de 5 pies, para determinar la cantidad de elementos de sostenimiento se calcula un total de 470 taladros perforados como promedio en los dos cortes realizados en el TJ-395, estos datos se toman mensualmente para estimar el consumo de los elementos de sostenimiento por el departamento de geomecánica de la unidad minera Yauliyacu.

$$\text{Costo material de sostenimiento} = N^{\circ} \text{ material} \left(\frac{\text{und}}{\text{mes}} \right) * P_{\text{material}} \left(\frac{\$}{\text{und}} \right)$$

Donde:

N° material: Cantidad de materiales de sostenimiento utilizados por mes

P material: Precio de material de sostenimiento utilizados por mes (\$/mes)

a) Cálculo del consumo de malla metálica por mes

Para determinar la cantidad de malla metálica y la cantidad de Split set consumida calculamos el área sostener, para ello tenemos diferentes datos como se muestra en el cuadro siguiente.

Los cálculos son determinados en base a la tabla 30 y a la figura 20 que se muestran respectivamente, para los cálculos se hacen uso de fórmulas matemáticas que se muestran a continuación.

Tabla 30 — Datos de campo del tajo para realizar sostenimiento Split set más malla metálica eslabonada

Datos de campo para sostenimiento	
Longitud del tajo (m)	56,00
Espaciamiento (m)	1,20
Diámetro de taladro (mm)	38,00
Diámetro de split set (mm)	41,00
Longitud de taladro (m)	1,60
Longitud de split set (m)	1,52
Número de taladros por sección	5,00
Gradiente de tajo	1%
Sección de subnivel (m2)	2x2,5
Longitud de traslape para la colocación de malla (m)	0,20

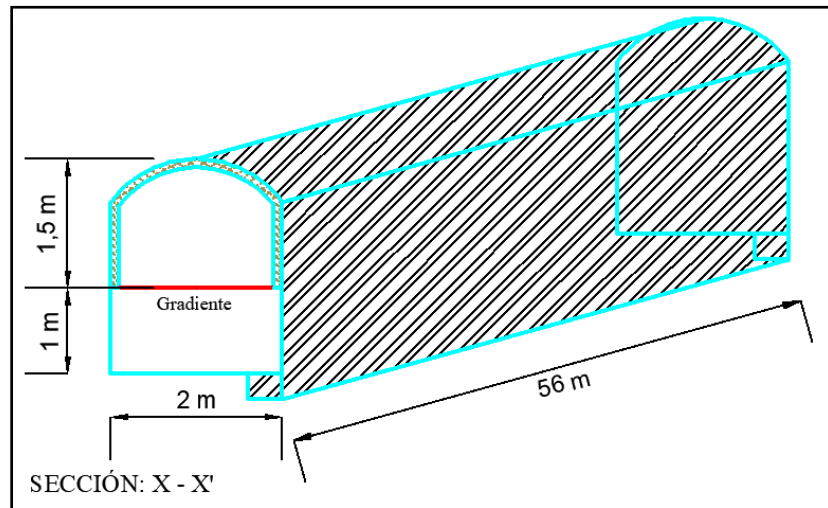


Figura 20 — Diseño de túnel de perfil para realizar sostenimiento

Cálculo del perímetro y área de la sección a sostener.

De la figura 20 se tiene, la sección de la labor es una semicircunferencia por tanto tenemos las ecuaciones para calcular el perímetro de la semicircunferencia, así como también el área de un rectángulo y el área de la mitad de un cilindro, que a continuación mostramos las siguientes ecuaciones en base a la figura 20.

$$\text{Perímetro de la sección de tajo} = \left(\frac{2 \cdot \pi \cdot R}{2}\right) = (\pi \cdot R)$$

$$\text{Área del tajo} = (\pi \cdot R) \cdot (\text{Longitud del tajo})$$

Cálculo del área según la figura 20:

$$\pi = 3,1415$$

L tajo = longitud de tajo (m).

R: radio de la sección de tajo (m).

Según la figura 20 tenemos la sección a sostener:

Donde:

Radio = 1,5 metro

Longitud de tajo = 56 metros

Reemplazando los datos en la ecuación se tiene:

$$\text{Área del tajo} = ((\pi \cdot 1,5 \text{ m}) \cdot (56 \text{ m}))$$

$$\text{Área del tajo} = 263,90 \text{ m}^2$$

Para realizar el sostenimiento con malla y pernos Split set se tiene en cuenta que las mallas tienen que tener un traslape de por lo menos 0,20 metros al cual lo consideramos como compensación por traslape se le considera de 0,40 metros de traslape por ambos lados de la malla. Longitud de separación de pernos a 1,2 metros. Cada tramo de malla está separado a 2,40 metros teniendo en cuenta que se tiene 0,20 metros de traslape de malla por ambos lados, realizando los cálculos tenemos:

Para calcular la cantidad de malla y Split set tenemos que calcular cuántos tramos de malla se usaran en el sostenimiento, de la tabla 26 tenemos:

$$\text{Número de tramos} = 56 \text{ m} / 2,4 \text{ m}$$

$$\text{Número de tramos} = 23 \text{ tramos de malla}$$

$$\text{Total, de área a sostener} = 263,90 \text{ m}^2$$

Área sostener se obtiene 263,90 metros cuadrados en un corte realizado

$$\text{Área total a sostener en un mes} = 263,90 \left(\frac{\text{m}^2}{\text{cortes}} \right) * 2 \left(\frac{\text{cortes}}{\text{mes}} \right)$$

$$\text{Área a sostener por mes} = 527,80 \left(\frac{\text{m}^2}{\text{mes}} \right)$$

Por lo tanto, se obtiene 527,80 metros cuadrados sostenidos con malla metálica solo en el tajo. De igual manera se calculó para la rampa basculante y se obtiene 305.50 metros cuadrados sostenidos.

$$\text{Total, de área a sostener entre el tajo y la rampa} = 527,80 \text{ m}^2 + 305,50 \text{ m}^2$$

$$\text{Total, de malla consumida en un mes} = 833,30 \text{ m}^2/\text{mes}$$

$$\text{Consumo de malla promedio} = 833,30 \left(\frac{\text{m}^2}{\text{mes}} \right) * 4,69 \left(\frac{\$}{\text{m}^2} \right)$$

$$\text{Costo de Consumo de malla promedio} = 3908,18 \text{ \$/mes}$$

En el siguiente cuadro se muestra lo consumido por mes:

Tabla 31 — Consumo promedio de malla eslabonada metálica 2"x2" alambre BWG10 en dólares por mes

CONSUMO DE MALLA ESLABONADA METALICA 2 " x 2"			
ALAMBRE BWG10			
MES	CANTIDAD (m2)	PUS	TOTALS
ENERO	833,3	4,69	3908,18
FEBRERO	830,51	4,69	3895,09
MARZO	831,5	4,69	3899,74
ABRIL	830,5	4,69	3895,05
MAYO	831,5	4,69	3899,74
JUNIO	834,5	4,69	3913,81
TOTAL	5522,81	4,69	23411,59

b) Consumo de Split set por mes

De la ecuación anterior tenemos:

Número taladros para sostenimiento = 470 taladros de 5 pies/mes

Longitud de Split set = 5 pies

Número de Split set = 470 Split set/mes de 5 pies

Consumo de mini split set consumidos = 180 Split set por mes

$$\text{Costo de consumo de Split set} = 470 \left(\frac{\text{split set}}{\text{mes}} \right) * 2,46 \left(\frac{\$}{\text{split set}} \right)$$

Costo de consumo de Split set = 1156,20 \$/mes

$$\text{Costo de consumo de mini Split set} = 180 \left(\frac{\text{split set}}{\text{mes}} \right) * 1,42 \left(\frac{\$}{\text{split set}} \right)$$

Costo de consumo de mini Split set = 255,60 \$/mes

Los minis Split set se colocarán en los traslapes y para tensar la malla en algunos puntos, Consumo de Split set de 5' (pies). Ver tabla 32 donde se muestra el consumo en \$/mes desde el mes de enero hasta el mes de junio.

Tabla 32 — Diagrama de líneas del consumo de Split set en dólares por mes

CONSUMO DE SPLIT SET 040 MM X 5"				
MESES	UNIDAD	CANTIDAD CONSUMIDA MES	PU \$	TOTAL \$/MES
ENERO	JUEGO	468,00	2,46	1151,28
FEBRERO	JUEGO	475,00	2,46	1168,50
MARZO	JUEGO	470,00	2,46	1156,20
ABRIL	JUEGO	475,00	2,46	1175,88
MAYO	JUEGO	484,00	2,46	1190,64
JUNIO	JUEGO	481,00	2,46	1183,26
Total		2856,00		7025,76

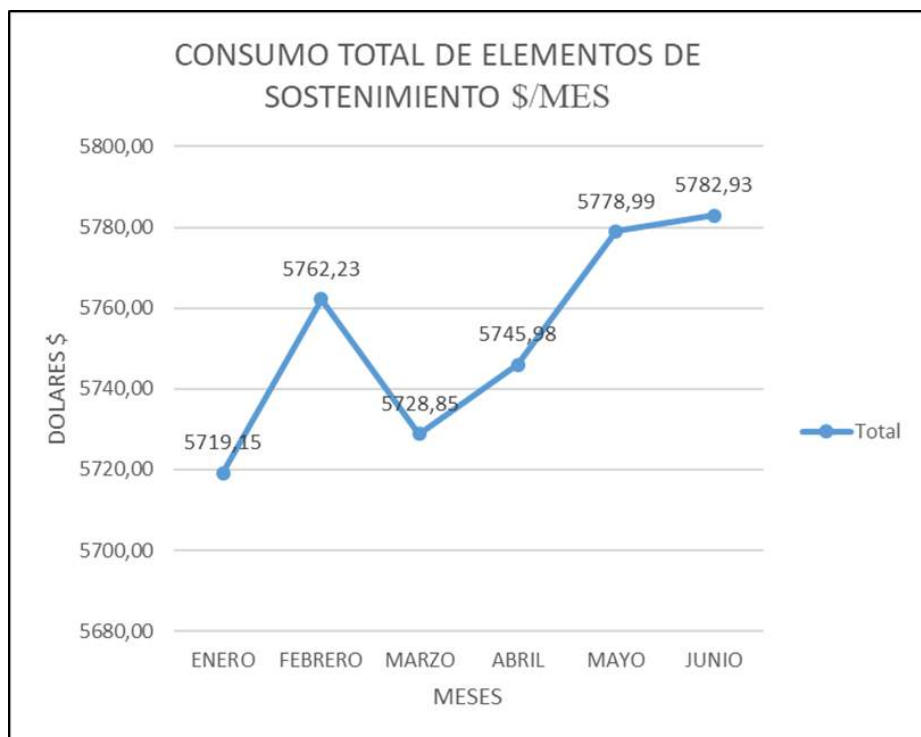


Figura 21 — Costo promedio de sostenimiento en dólares por mes

Tabla 33 — Promedio de consumo de elementos de sostenimiento \$/mes

Descripción	Promedio \$/mes
Consumo de Split set 39,5mm x 450mm	265,07
Consumo de Split set 0 40mm x 5'	1170,96
Consumo de malla eslabonada metálica de 2" x2" alambre BWG10	4317,00
Total general	5753,023

Cálculo del consumo de explosivos en el TJ-395, zona baja sección V.

En el consumo de explosivos para el TJ-395 se tiene en cuenta la longitud del tajo que es de 56 metros de largo y sección de tajo de 2,0 x 2,5 m para la buena maniobrabilidad del perforista, la perforación se realiza en realce con longitudes de taladro de 6 pies, con mallas triangulares.

Para el cálculo del consumo de explosivos se hace uso los datos de la tabla 33, para ello se determinará la cantidad de taladros perforados por corte y calcular

la cantidad de explosivo usado por taladro, luego se hará uso de las fórmulas que a continuación se muestran:

Tabla 34 — Datos de campo para voladura, para el cálculo del costo de explosivos

Datos de campo para voladura	
Numero de taladros (taladros/mes)	784,00
Longitud taladro (pies)	6,00
Diseño de malla	Triangular
Diámetro de taladro (nim)	38,00
B urden (m)	0,70
Espaciamiento (m)	0,60
Sección (m ²)	67,20
Longitud de tajo (m)	56,00
Densidad de anfo (gr/cm ³)	0,73
Densidad emulsión 7/8" x 7" (gr/cm ³)	1,12
Cordón detonante de 5p de 7000 m/s	-

a) Cálculo de la carga de ANFO kilogramos por metro

$$C.C = (SG) \times \frac{(D^2)}{4000} \times \pi$$

Donde:

C.C: cantidad de carga de ANFO (kg/m)

SG: densidad de explosivos en (g/cm³)

D: diámetro en (mm)

Reemplazando los datos de la tabla N° 30 en la ecuación 4.7 para el cálculo de la cantidad de carga:

$$SG: 0,73 \text{ gr/cm}^3$$

$$D: 38 \text{ mm}$$

$$C.C = (0,73) * \left(\frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}\right) * \left(\frac{(38 \text{ mm})^2 * \pi}{4000}\right)$$

$$C.C = 0,828 \text{ kg/m}$$

Se tiene 0,828 kilogramos de ANFO por metro lineal.

b) Cálculo de cantidad de carga kilogramos por mes

$$\text{Cantidad de carga} = 784 \left(\frac{\text{taladro}}{\text{mes}}\right) * 1,8 \left(\frac{\text{metros}}{\text{taladros}}\right) * 0,828 \left(\frac{\text{kg}}{\text{metros}}\right)$$

Cantidad de carga = 1168,47 kg/mes

La cantidad promedio de ANFO consumido en un mes es de 1168,47 kilogramos por mes de ANFO.

Tabla 35 — Cantidad de explosivo consumido en \$/mes

CONSUMO DE ANFO S/MES				
MESES	UNIDADES		PRECIO U.(\$)	TOTAL (\$/mes)
	CANTIDAD (Kg/mes)			
ENERO	Kg	1158,90	0,61	706,93
FEBRERO	Kg	1167,00	0,61	711,87
MARZO	Kg	1170,80	0,61	714,19
ABRIL	Kg	1163,25	0,61	709,58
MAYO	Kg	1182,22	0,61	721,15
JUNIO	Kg	1187,00	0,61	724,07
TOTAL		7029,17		4287,79

c) Consumo de emulsión dólares por mes

$$\text{Consumo de explosivos} = \left(\frac{\# \text{ taladros}}{\text{mes}}\right) * \left(\frac{\# \text{ cebos}}{\text{taladros}}\right) * \left(\frac{\text{precio \$}}{\text{und}}\right)$$

Reemplazando en la ecuación 4.8 se tiene:

$$\text{Consumo de emulsión} = 784 \left(\frac{\text{taladro}}{\text{mes}}\right) * 2 \left(\frac{\text{und}}{\text{taladros}}\right) * 1,85 \left(\frac{\$}{\text{und}}\right)$$

$$\text{Consumo de emulsión} = 2900,80 \text{ \$/mes}$$

d) Consumo de ANFO dólares por mes

$$\text{Cálculo de ANFO} = 1168,47 \left(\frac{\text{kilogramos}}{\text{mes}}\right) * 0,61 \left(\frac{\$}{\text{kilogramos}}\right)$$

$$\text{Cálculo de ANFO} = 712,77 \text{ \$/mes}$$

e) Cálculo de consumo de detonadores no electrónicos (DNE) dólares por mes

$$\text{Cálculo de detonadores no electrónicos} = 784 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}}\right) *$$

$$1,1596 \left(\frac{\$}{\text{taladros}}\right)$$

$$\text{Cálculo de detonadores no electrónicos} = 909,13 \text{ \$/mes}$$

f) Cálculo de consumo de carmex

Datos.

Numero de taladros por mes = 784 taladros/mes

Numero de secciones = 11 secciones/tramo

Numero de taladros por tramo = 30 taladros/tramo

Número de tramos por mes = $784 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}} \right) / 30 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{tramo}} \right)$

Número de tramos = 26 tramos/mes

Consumo de carmex de 7 pies de longitud = $26 \left(\frac{\text{tramos}}{\text{mes}} \right) * 0,55 \left(\frac{\$}{\text{und}} \right) * 2 \left(\frac{\text{und}}{\text{tramo}} \right)$

Consumo de carmex de 7 pies = 28,60 \$/mes

g) Cálculo de consumo de cordón detonante

Consumo de cordon detonante = $26 \left(\frac{\text{tramos}}{\text{mes}} \right) * 0,19 \left(\frac{\$}{\text{metro}} \right) * 28 \left(\frac{\text{metros}}{\text{tramo}} \right)$

Consumo de cordon detonante = 138,32 \$/mes

h) Cálculo de consumo de mecha rápida o igniticord

Consumo de mecha rápida = $26 \left(\frac{\text{tramos}}{\text{mes}} \right) * 0,25 \left(\frac{\$}{\text{metro}} \right) * 2 \left(\frac{\text{metros}}{\text{tramo}} \right)$

Consumo de mecha rápida = 13 \$/mes

Tabla 36 — Resumen del costo de explosivos en dólares por mes

Descripción_	costo \$	Unidad
Emulsión 7/8" x 7"; 1,12 gr cm3	2900,80	\$/mes
ANFO 0,73 gr/cm3	712,77	\$/mes
Detonador no electr. 3,00 m	909,13	\$/mes
Carmex de 7'	28,90	\$/mes
Cordón detonante 5p. 7000 m/s	138,20	\$/mes
Igniticord 3,4 gm x 26m	13,00	\$/mes
T otal	4702,8	\$/mes

i) Cálculo de costo de mano de obra

De acuerdo con el centro de contabilidad y administración de la contrata se considera los sueldos para el maestro perforista, ayudante de acuerdo a la ley se considera los siguientes sueldos, con un sistema atípico de veinte días (20) trabajados y diez días (10) descansados por mes.

- Sueldo de maestro perforista = 60,00 s/. equivalente a 1800,00 soles/mes
- Sueldo ayudante = 56,00 s/. equivalente a 1680,00 soles/mes
- Tipo de cambio para el año 2018 = 3,28 US\$
- Sueldo de maestro perforista = 548,78 US\$/mes
- Sueldo ayudante = 512,20 US\$/mes
- Costo mano de obra = 1060,98 US\$/mes

5.1.3.4 Cálculo de costo de relleno detrítico

La cantidad de relleno detrítico se determina calculando el volumen del corte realizado para ello se emplea scoop-tram de 4,2 yd³ hasta el punto de acopio que se construyó y de este punto hasta el tajo donde se realiza las actividades se rellena con el scoop-tram de capacidad 1,5 yd³, de esta manera solo se calcula el costo de transporte de material detrítico realizado por el scoop-tram de capacidad 4,2 yd³. Para realizar el cálculo de los costos de transporte se toma en cuenta como un tajo vacío solo para cálculos matemáticos.

a) Cálculo del volumen y el tiempo en rellenar el tajo 395

El relleno detrítico que se utiliza son de las labores de preparación más cercanas al tajo 395, el relleno que se utiliza en su mayoría debe contar ciertos factores como el tamaño de los detritus deben ser menores a 30 cm para que tenga flexibilidad al realizar el relleno, el material debe estar seco a semi-húmedo, no debe contener otros materiales extraños como madera, metales y otros materiales que puedan dañar el equipo y afectar negativamente en la operación.

- Longitud de tajo = 56 metros
- Altura de corte = 1,80 metros
- Numero de cortes por mes = 2 cortes/mes
- Altura de tajo extraído = $1,8 \left(\frac{\text{metros}}{\text{corte}} \right) * 2 \left(\frac{\text{cortes}}{\text{mes}} \right)$
- Altura de tajo extraído = 3,6 metros/mes
- Ancho de tajo = 1,2 metros como promedio, teniendo en cuenta que la estructura mineralizada es irregular.

- Densidad de material = $2,7 \text{ t/m}^3$, densidad del material detrítico.
- Volumen de material detrítico que se rellena en un mes = $241,92 \text{ m}^3$ /mes
- Toneladas de material detrítico para relleno en un mes = $653,18$ toneladas de relleno detrítico/mes
- Horas trabajadas relleno el tajo = $1,5 \text{ h/guardia}$
- Promedio de cucharas por guardia = 05 cucharas/guardia, por la longitud de las cámaras de acopio, datos obtenidos de campo.
- Capacidad de cuchara de scoop-tram = $4,2 \text{ yd}^3$ equivalente a $3,21 \text{ m}^3$
- Capacidad de la cuchara en toneladas = $8,67$ toneladas
- Factor de llenado cuchara = $0,90$
- Capacidad de cuchara en toneladas = $0,9 * 8,67$ toneladas/cuchara
- Capacidad de cuchara en toneladas = $7,80$ toneladas/cuchara
- Número de cucharas para relleno el tajo
- Número de cucharas = $(653,18 \text{ toneladas}) / (7,80 \left(\frac{\text{toneladas}}{\text{cuchara}}\right))$
- Número de cucharas = 84 cucharas aproximadamente.
- Total de guardias trabajadas = $(84 \text{ cucharas}) / (4 \left(\frac{\text{cucharas}}{\text{guardia}}\right))$
- Total, de guardias trabajadas = 21 guardias
- Total de días trabajados = $(21 \text{ guardias}) / (2 \left(\frac{\text{días}}{\text{guardia}}\right))$
- Total, de días trabajados = 11 días trabajados
- Tiempo total para relleno el tajo será de 11 días trabajados por mes.

b) Costo de alquiler de scoop-tram de capacidad $4,2 \text{ yd}^3$

Alquiler de scoop de $4,2 \text{ yd}^3 = 93,47 \text{ \$/h}$

Horas trabajadas/guardia = $1,5 \text{ h/guardia}$

Horas trabajadas/día = $3,00 \text{ h/día}$

Costo de alquiler por día = $3,00 \left(\frac{\text{h}}{\text{día}}\right) * 93,47 \left(\frac{\text{\$}}{\text{h}}\right)$

Costo de alquiler por día = $280,41 \text{ \$/día}$

Costo de alquiler por mes = $280,41 \left(\frac{\text{\$}}{\text{día}}\right) * 11 \text{ días}$

Costo de alquiler por mes = $3084,51 \text{ \$/mes}$

Costo de relleno de tajo será de $3084,51$ dólares por mes.

5.1.3.5 resumen de costo de operación mina

En el resumen se considera los costos en dólares por mes y dólares por tonelada como se muestra en el siguiente cuadro.

Tabla 37 — Resumen de costos de operación mina

Descripción	\$/mes	\$/t
Alquiler de scoop 1.5 vd3	4768,97	3,57
Mano de obra	1060,98	0,79
Aire comprimido	1083,74	0,81
Máquina de perforación	633,89	0,47
Aceros de perforación	777,42	0,58
Lubricante	44,76	0,03
Sostenimiento	5750,83	4,31
Explosivos	4702,80	3,52
Relleno	3084,51	2,31
T otal	21907,90	16,40

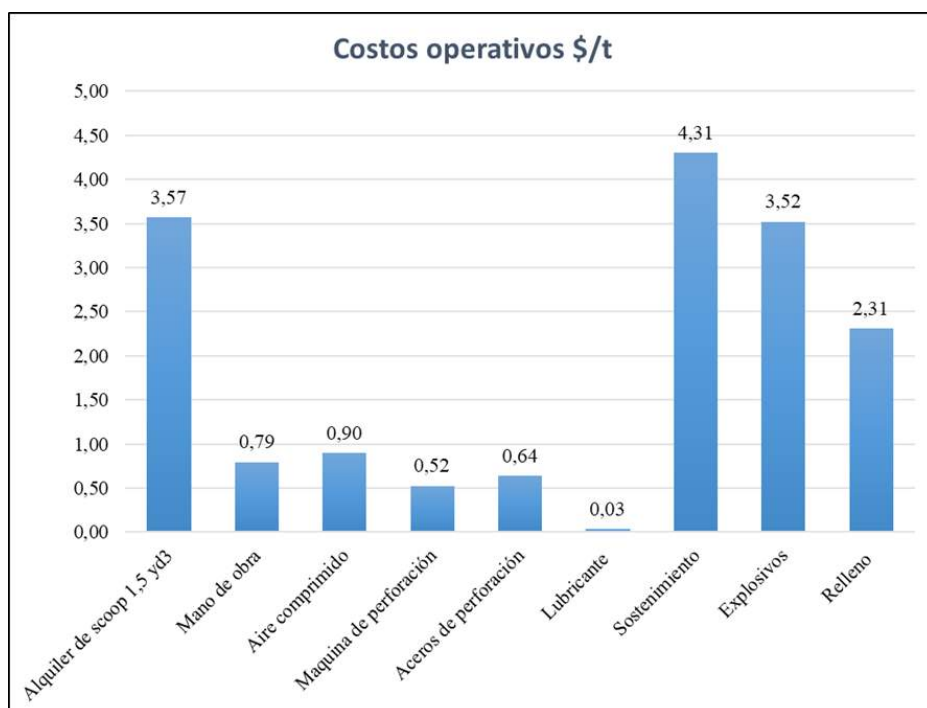


Figura 22 — Diagrama de barras del costo operativo de la producción en dólares por tonelada

5.1.4 Producción mensual de mineral por el método de explotación de corte y relleno ascendente semi-mecanizado en la unidad minera Yauliyacu – 2018

En el siguiente cuadro se muestra las toneladas de mineral extraídas por cada mes desde el tajo 395 hasta el ore pass 395, Los datos se toman por 6 meses desde el mes de enero hasta el mes de junio del año 2018. Ver tabla 38.

Tabla 38 — Promedio de toneladas de mineral extraídas por cada mes del tajo 395

Meses	Toneladas De Mineral Por Mes
Enero	1170,53
Febrero	1184,98
Marzo	1294,80
Abril	1338,16
Mayo	1523,13
Junio	1502,90
Total general	8014,49

5.1.5 Análisis Geomecánico TJ-1575 Sección II

5.1.5.1 Evaluación Geomecánica del Tajo

Para la evaluación del tajo 1575 conocido inicialmente como galería 231 del nivel 1200 parte del piso 3, se realiza el minado teniendo como base de extracción por el nivel 1700 de la sección IV por el ore pass 10 como se indica en la imagen 01; que fue construido en el lado oeste del tajo, para esto se construyó las siguientes labores VN-231-1, y VN-231-2 que son de uso como refugios y donde son colocados las casetas para que el operador se refugie y opere con seguridad el scoop con telemando de capacidad 2,5 yd³ para la extracción del mineral, analizando por la cantidad de incidencias de labores cercanas se realiza la recomendación geomecánica y se determina el RMR-45 y GSI MF/R que se requiere un sostenimiento de malla eslabonada de 2” x 2” más Split set de 5’ pies espaciados a 1,20m x 1,20m tal como indica en la recomendación geomecánica ver figura 23.

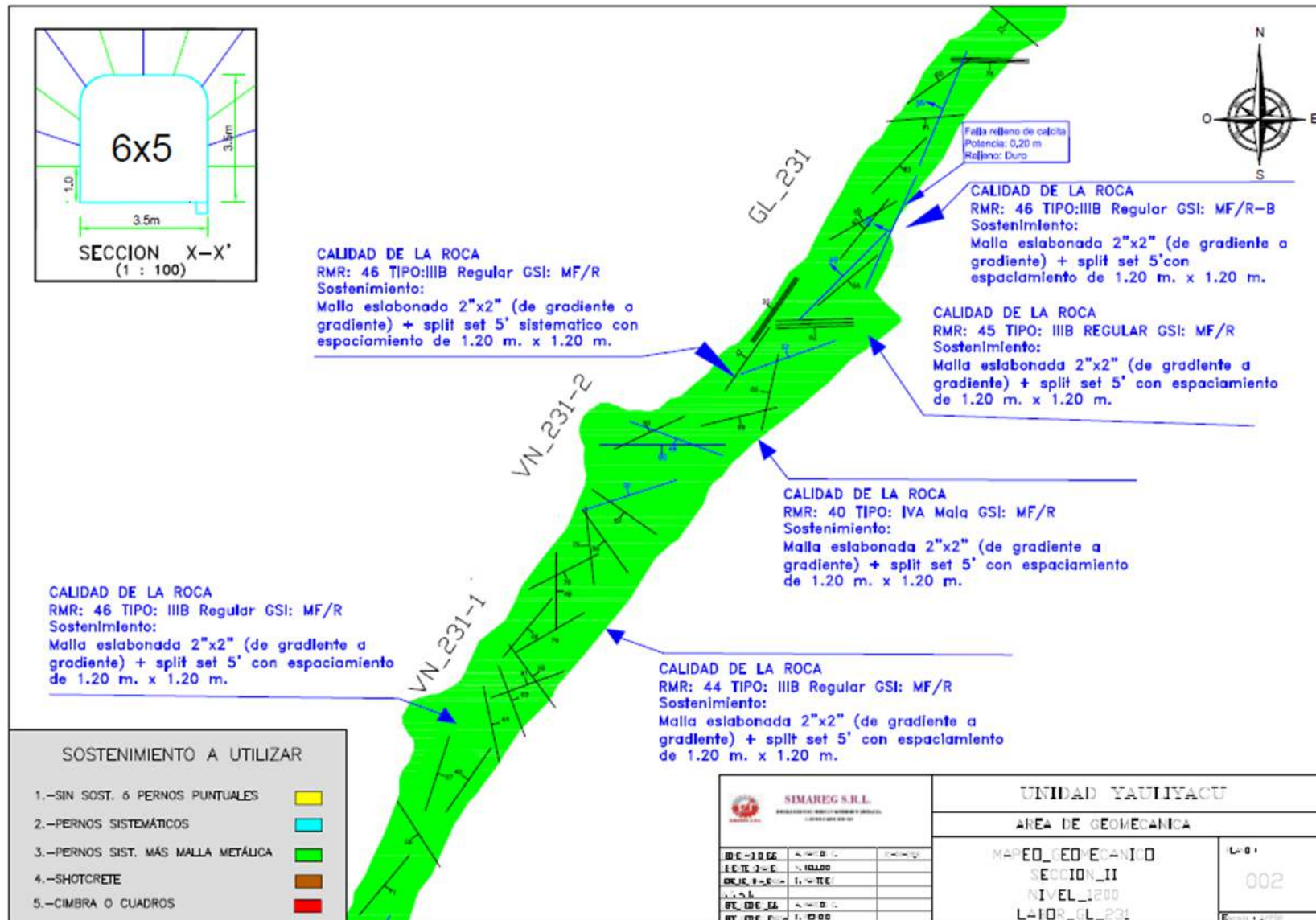


Figura 23 — Recomendación geomecánica pernos sistemáticos espaciados 1,2m x 1,2m mas malla metálica
 Extraído de Departamento de geomecánica SIMAREG

5.1.5.2 Análisis de Estabilidad con PHASE 2

Después de la evaluación geomecánica de la galería se procede a evaluar el tajo 1575 que consta el block mineralizado que incluyen la galería 231, subnivel 231-2N y subnivel 231-3N. Para tal análisis se utilizó el Software Geomecánico PHASE 2; utilizando el Corte mostrado en la tabla 39, se determina y se toma los datos de campo de las características geomecánicas de la roca encajonante y de la estructura mineralizada y de acuerdo a la secuencia de minado determinado por el Departamento de Planeamiento.

Tabla 39 — Características geomecánicas de la arenisca silicificadas

Muestra	Módulo de Young (Gpa)	Poisson	mi	Ángulo de Fricción Interno (°)	Peso Específico Aparente (KN/m3)	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)
Arenisca Silisificada	16	0,29	29,65	58,68	26,78	192,52

Extraído de Departamento de geomecánica Quenuales

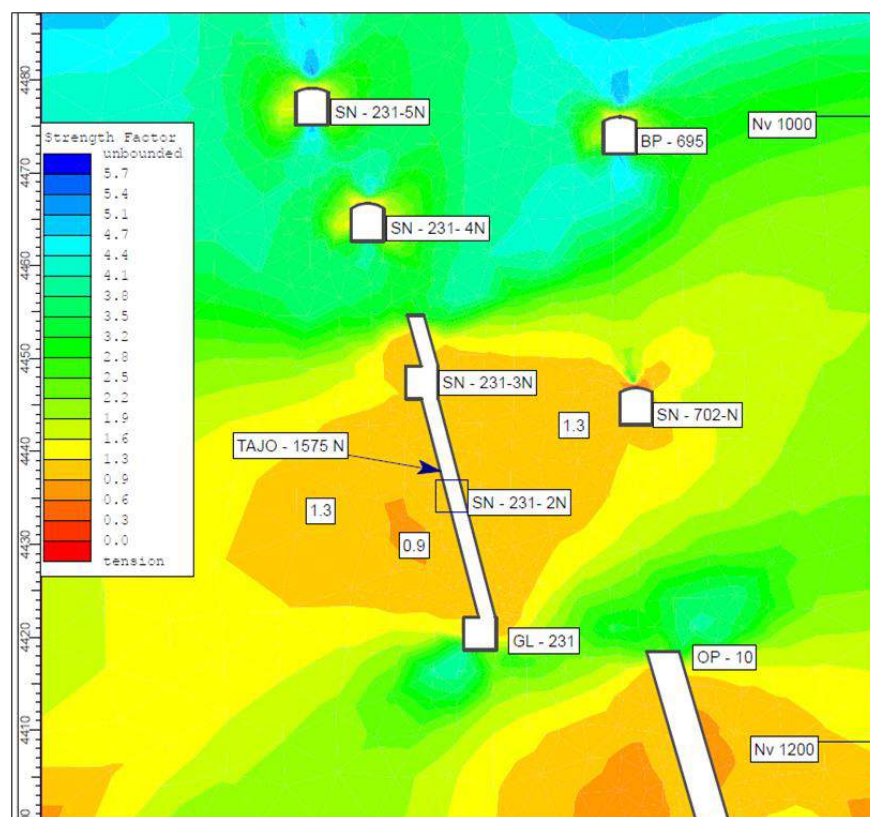


Figura 24 — Análisis geomecánico antes del relleno del tajo con el software Phase 2

En la Figura 24. se muestra el análisis geomecánico antes del relleno del tajo se tiene el factor seguridad 0,9 a 1,3 en el contorno del tajo 1575 lo que indica que el tajo es estable y se debe de rellenar con antelación.

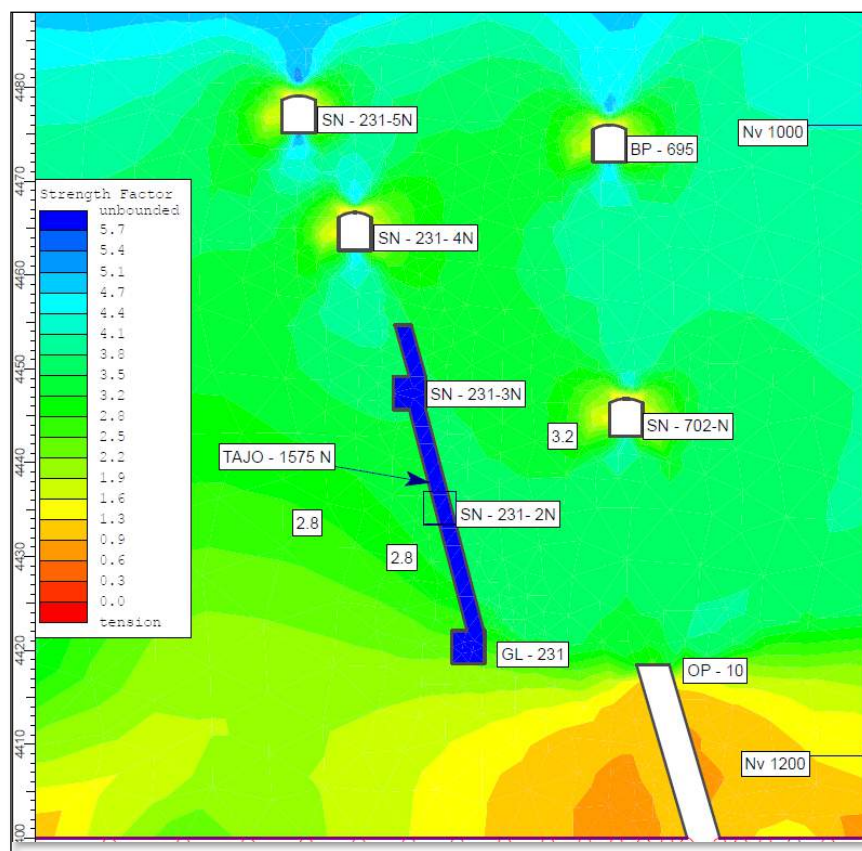


Figura 25 — Análisis geomecánico después rellenar el tajo con el software

De la Figura 25. Después del relleno del tajo se tiene el factor seguridad 2,8 a 3,2 en el contorno del tajo 1575 que indica que el tajo es estable.

5.1.5.3 Ciclo de minado por el método de taladros largos en vetas angostas en la unidad minera Yauliyacu – 2018

Para el cálculo de los tiempos del ciclo de minado, así como el método anterior se toma en cuenta las horas trabajadas de 11 horas teniendo en cuenta de una hora de refrigerio y/o almuerzo estos tiempos son tomados desde que el personal se encuentra en sus labores hasta que abandona el área de trabajo.

En esta tabla se resume el tiempo promedio en horas de cada operación minera realizada en interior mina, específicamente en el tajo 1575 norte, datos que se tomaron de horómetros del equipo MUKI LHB RESEMIN,



control de tiempos de equipos y de cada operación realizada en la actividad minera.

Tabla 40 — Tiempo promedio en horas de cada operación minera

Ciclo de minado de taladros largos ea vetas angostas	
Actividad	tiempo de operación mina (h/gd)
Ventilación	0,50
Regado de labor	0,03
Desatado	0,00
Limpieza	2,50
Sostenimiento	0,00
Perforación	1,80
Voladura	1,75
Relleno detrítico	0,00
Total de horas trabajadas	6,58

Del cuadro anterior tenemos un promedio de 6,58 horas/guardia, lo que nos llega a entender de que tenemos tiempo para realizar otras actividades para aprovechar el tiempo restante, como acumular taladros en la perforación de taladros largos

5.1.6 Cálculo del costo de minado por el método de taladros largos en vetas angostas en la unidad minera Yauliyacu – 2018

5.1.6.1 Productividad del Tajo 1575 por el Método de Taladros Largos en Vetangostas

Por el método de taladros largos en vetas angostas se tiene una producción promedio mensual de 5223 toneladas por mes en el periodo de pruebas lo que indica que esta producción se va superar después del periodo de pruebas, el siguiente cuadro se muestra la extracción mensual durante 6 meses de la prueba.

a) Cálculo de alquiler de scoop-tramp de capacidad 2,5 yd³

Promedio de Horas trabajadas por guardia = 2,62 h/guardia

Días trabajados = 20 días/mes

Alquiler de scoop de 2,5 yd³ = 70,26 \$/h con operador y telemando incluidos.

$$\text{Alquiler de scoop de } 2,5 \text{ yd}^3 = 70,26 \left(\frac{\$}{h}\right) * 2,62 \left(\frac{h}{guardia}\right) * 2 \left(\frac{guardias}{dia}\right) * 20 \left(\frac{días}{mes}\right)$$

Alquiler de scoop de 2,5 yd³ = 7363,25 \$/mes



5.1.6.2 Cálculo de Consumo de Aceros de Perforación Para el Tajo 1575

Para empezar con la explotación del tajo se realizará la perforación y voladura del slot en retirada, los taladros del slot deben de realizarse con mayor precisión, mantener buen paralelismo y realizar la perforación con un diseño de malla que asegure la voladura con explosivos adecuados.

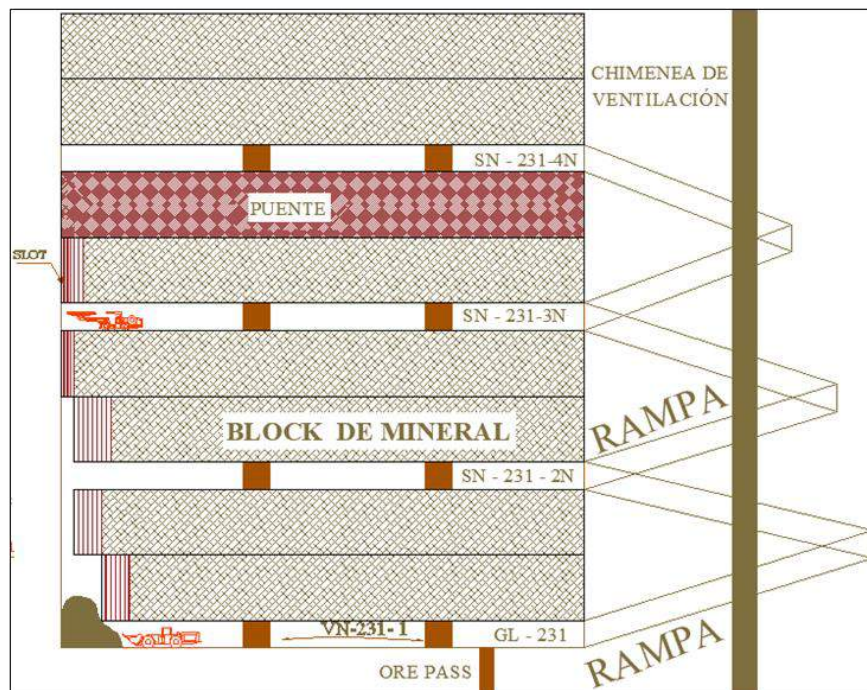


Figura 26 — Secuencia de minado por fases de perforación y voladura en retirada del tajo 1575

El diseño de malla a aplicarse será para una roca de dureza media a alta con arranque de nueve taladros, la sección del slot será de 1,50m x 1,50m o 2,00m x 2,00m como se muestra en la siguiente figura.

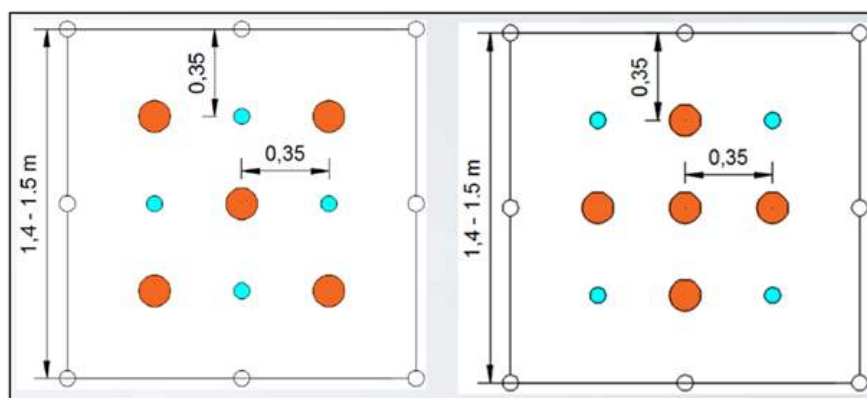


Figura 27 — Diseño de malla de perforación con taladros de producción de 64 mm y taladros de alivio de 127 mm para las chimeneas slot

Extraído de Minado con taladros largos, III seminario de taladros largos compañía minera Raura S.A

a) **Cálculo de Burden y Espaciamiento**

Para el cálculo del burden y espaciamiento se usa la ecuación planteada por Ash, Donde se obtiene los resultados que muestra el siguiente cuadro.

Tabla 41 — Parámetros de minado para el método de minado por taladros largos en vetas angostas

DATOS DE MINADO	
Equipo:	Muki LHB Resemin
Inclinación de la estructura:	60° a 68°
Veta:	ramal "H"
Tipo de roca encajonante:	arenisca silicificada
Longitud tajo:	130 metros
Alto tajo:	50 metros
Ancho de tajo:	0,80 a 1,5 metros
Sección labor	3,5 x3,5 m ²
Sección slot:	1,8 x 1,8 m ²
Longitud baña:	4 pies (1,2 m)
Altura de subnivel promedio:	15 m
bancada promedio:	7,5 m
B urden:	0,50 m
Espaciamiento:	0,60 m
Longitud de sección:	0,5 m/sección
Diámetro de taladro	64 mm
Diámetro de taladro rimado:	127 mm
RMR:	45 a 48
GSI:	MF/R
Densidad mineral:	3,5 gr/cm ³



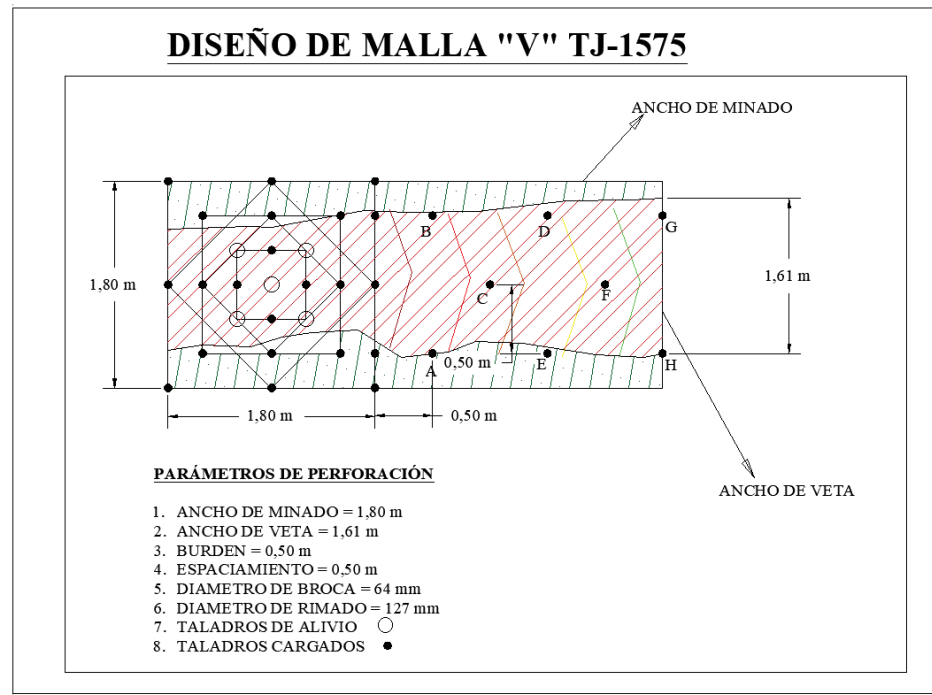


Figura 28 — Diseño de malla de perforación para el VCR y secuencia de salida para las cuatro (4) secciones que se realizara la voladura en retirada

b) Cálculo del número de taladros por mes

$$\text{Número de secciones} = 130 \left(\frac{m}{\text{corte}} \right) / \left(0,5 \left(\frac{m}{\text{sección}} \right) \right)$$

$$\text{Número de secciones} = 260 \text{ secciones/corte}$$

$$\text{Número de bancos} = 3 \text{ bancos/block}$$

$$\text{Número de fases por block} = 5 \text{ cortes/block}$$

$$\text{Número de fases por banco} = 2 \text{ cortes/banco}$$

Según la figura 19 tenemos una malla en "v" lo que indica que tenemos la mitad de secciones con dos taladros y la otra mitad con secciones con un solo taladro.

$$\text{Número de secciones con dos taladros} = (260 \text{ secciones/corte}) / 2 = 130 \text{ secciones con dos taladros}$$

$$\text{Número de secciones con un taladro} = 130 \text{ secciones con un taladro}$$

$$\text{Número de taladros de producción por corte} = 130 \left(\frac{\text{secciones}}{\text{corte}} \right) * 3 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{secciones}} \right)$$

$$\text{Número de taladros de producción por corte} = 390 \text{ taladros de producción/fase}$$

$$\text{Total de taladros de producción} = 390 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{corte}} \right) * 5 \left(\frac{\text{fases}}{\text{block}} \right)$$

$$\text{Total, de taladros de producción/block} = 1950 \text{ taladros/block}$$



Número de taladros por slot = 13 taladros cargados de 64 mm y 5 taladros rimados de 127 mm.

$$\text{Total de taladros rimados de 127 mm} = 5 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{slot}} \right) * 5 \left(\frac{\text{slot}}{\text{block}} \right)$$

Total, de taladros rimados de 127 mm = 25 taladros rimados/block

$$\text{Total de taladros de slot 64 mm} = 13 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{slot}} \right) * 5 \left(\frac{\text{slot}}{\text{block}} \right)$$

Total, de taladros de slot/block de 64 mm = 65 taladros de slot/block

$$\text{Número total de taladros cargados/block} = 1950 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{block}} \right) + 65 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{block}} \right)$$

Número total de taladros cargados/block = 2015 taladro cargados/block

$$\text{Número de taladros cargados /mes} = 2015 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{block}} \right) / (6 \left(\frac{\text{meses}}{\text{block}} \right))$$

Número de taladros cargados/mes = 336 taladros cargados/mes

$$\text{Número total de taladros perforados/block} = 2015 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{block}} \right) + 20 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{block}} \right)$$

Número total de taladros perforados/block = 2035 taladros/block

Número total de taladros perforados/mes = 339 taladros perforados/mes

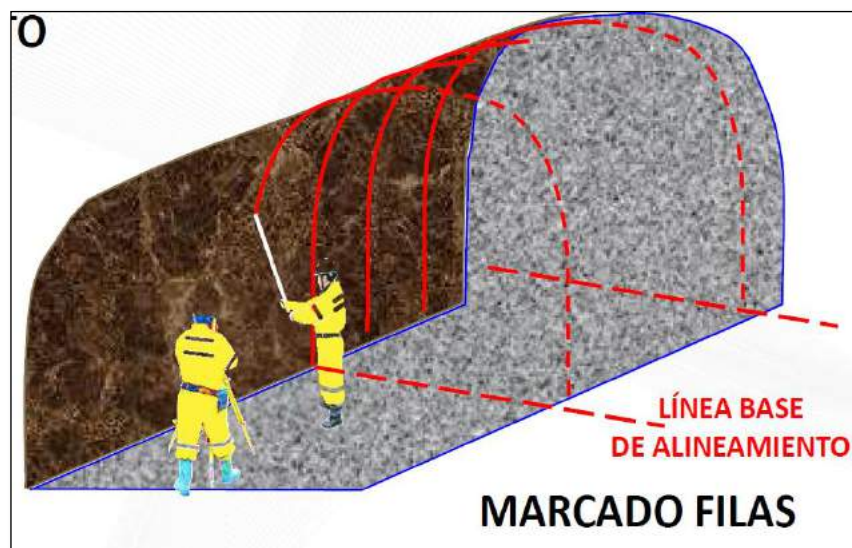


Figura 29 — Marcado de secciones para realizar la perforación de taladros largos

Extraído de Minado con taladros largos, III seminario de taladros largos compañía U.O. Inmaculada

c) Costo consumo de broca retráctil de 64 mm por mes

Los cálculos que se realizan son con datos reales obtenidos de estudios que se realizó en la unidad minera de acuerdo al tipo de roca, la roca en cual

está emplazada la estructura mineralizada son las areniscas silicificadas con una mineralización masiva en la estructura del yacimiento.

Tabla 42 — Datos obtenidos de la unidad minera de estudios de rendimiento de aceros

Descripción	Vida útil mp	Depreciación	Costo \$
Broca retráctil de 64 mm	551 mp	20%	200,00 \$/und
Rimadora de 127 mm	380 mp	20%	202,25 \$/und
Barra de extensión T38 de 4 pies	2400 mp	20%	300,00 \$/und
Shank adapter cop. 1238 T 38	3000 mp	20%	200,83 \$/und
Combustible	-	-	2,14 \$/gl
Aire comprimido	-	-	18,18 \$/h
Lubricante	-	-	4 \$/gl

Extraído de archivos de Almacén central Quenuales

$$\text{Costo de broca de 64 mm} = \frac{(200,00 \text{ \$/und})}{600 \text{ m/und}} + \frac{(200,00 \text{ \$/und}) * 20\%}{600 \text{ m/und}}$$

$$\text{Costo de broca de 64 mm} = 0,33 \left(\frac{\$}{m}\right) + 0,067 \left(\frac{\$}{m}\right)$$

$$\text{Costo de broca de 64 mm} = 0,40 \text{ \$/m}$$

$$\text{Costo total de broca retráctil de 64 mm por mes} = 0,40 \left(\frac{\$}{m}\right) * 339 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}}\right) * 7,2 \left(\frac{m}{\text{taladros}}\right)$$

$$\text{Costo total de broca retráctil de 64 mm por mes} = 976,32 \text{ \$/mes}$$

d) Costo de rimadora de 127 mm por mes

$$\text{Costo de rimadora de 127 mm} = \frac{(202,25 \text{ \$/und})}{380 \text{ m/und}} + \frac{(202,25 \text{ \$/und}) * 20\%}{380 \text{ m/und}}$$

$$\text{Costo de rimadora de 127 mm} = 0,53 \left(\frac{\$}{m}\right) + 0,10 \left(\frac{\$}{m}\right)$$

$$\text{Costo de rimadora de 127 mm} = 0,63 \text{ \$/m}$$

$$\text{Costo total de rimadora de 127 mm por mes} = 0,63 \left(\frac{\$}{m}\right) * 4 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}}\right) * 7,2 \left(\frac{m}{\text{taladros}}\right)$$

$$\text{Costo total de rimadora de 127 mm por mes} = 18,15 \text{ \$/mes}$$

e) Costo de barra T38 de 4 pies por mes

$$\text{Costo de barra de 4 pies} = \frac{(300,00 \text{ \$/und})}{2400 \text{ m/und}} + \frac{(300,00 \text{ \$/und}) * 20\%}{2400 \text{ m/und}}$$

$$\text{Costo de barra de 4 pies} = 0,13 \left(\frac{\$}{m}\right) + 0,025 \left(\frac{\$}{m}\right)$$



Costo total de barra de extensión T38 de 4 pies por metros = 0,16 \$/m

Costo total de barra de extensión T38 de 4 pies por mes = $0,16 \left(\frac{\$}{m}\right) *$

$$339 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}}\right) * 7,2 \left(\frac{m}{\text{taladros}}\right)$$

Costo total de barra de extensión T38 de 4 pies por mes = 390,53 \$/mes

f) Costo de shank adapter por mes

$$\text{Costo de shank cop.1238} = \frac{(200,83 \text{ \$/und})}{3000 \text{ m/und}} + \frac{(200,83 \text{ \$/und}) * 20\%}{3000 \text{ m/und}}$$

$$\text{Costo de shank cop.1238} = 0,067 \left(\frac{\$}{m}\right) + 0,013 \left(\frac{\$}{m}\right)$$

Costo de shank cop.1238 = 0,08 \$/m

Costo total de shank adapter cop. 1238 por mes = $0,08 \left(\frac{\$}{m}\right) *$

$$339 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}}\right) * 7,2 \left(\frac{m}{\text{taladros}}\right)$$

Costo total de shank adapter cop. 1238 por mes = 195,26 \$/mes

Tabla 43 — Resumen costos promedio de consumo de aceros de perforación por mes

Meses	COSTO TOTAL DE ACEROS DE PERFORACIÓN \$/mes	PROMEDIO \$/mes
Enero	4902,81	2332,69
Febrero	1781,05	
Marzo	1588,04	
Abril	795,26	
Mayo	1981,05	
Junio	2947,91	
Total general	13996,12	

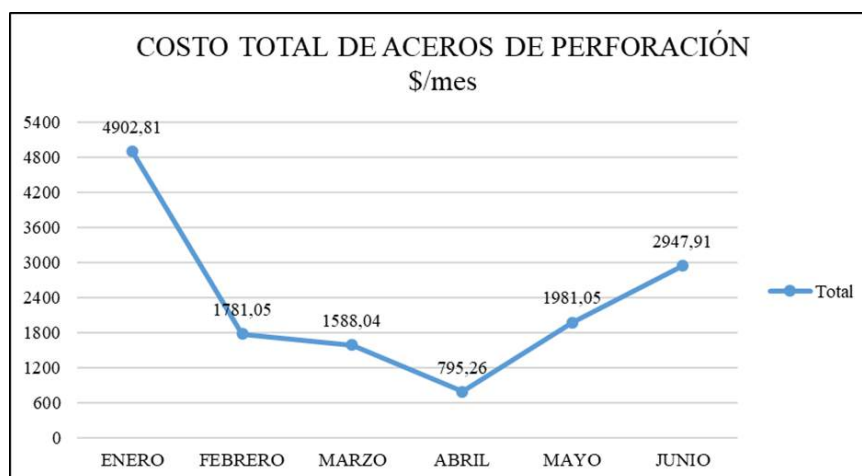


Figura 30 — Consumo de aceros de perforación en dólares por mes, en la cual se observa que en el mes de enero se llegó a consumir cerca de 5000, 00 dólares por mes



g) Costo de aire comprimido por mes

Tiempo de perforación = 10,46 min/taladro

Tiempo de posicionamiento y empate = 0,3 min

Total, de tiempo perforado = 10,46 min + 0,3 min

Total, de tiempo perforado = 10,76 min = $0,18 \left(\frac{h}{taladro} \right)$

Del cuadro anterior se tiene que el precio de aire comprimido es de 18.18 \$/Hr.

Costo de aire comprimido \$/m = $0,18 \left(\frac{h}{taladros} \right) * 18,18 \left(\frac{\$}{h} \right) * \left(\frac{1 taladro}{7,2 m} \right)$

Costo de aire comprimido = 0,45 \$/m

Costo de aire comprimido por mes = $0,45 \left(\frac{\$}{m} \right) * 339 \left(\frac{taladros}{mes} \right) * 7,2 \left(\frac{m}{taladros} \right)$

Costo de aire comprimido = 1098,36 \$/mes

h) Costo de Alquiler Jumbo Muki LHB Resemin de Taladros Largos

Promedio de Horas trabajadas por guardia = 2,3 h/guardia

Días trabajados = 20 días/mes

Alquiler de Jumbo Muki LHB Resemin = 74,51 \$/h con operador.

Alquiler de Jumbo Muki LHB Resemin = $74,51 \left(\frac{\$}{h} \right) * 2,3 \left(\frac{h}{guardia} \right) * 2 \left(\frac{guardias}{día} \right) * 20 \left(\frac{días}{mes} \right)$

Alquiler de Jumbo Muki LHB Resemin = 6854,92 \$/mes

5.1.6.3 Cálculo de consumo de explosivos

En el proyecto de investigación de la unidad Yaulillacu, para la voladura se hace uso de detonadores pirotécnicos Exanel y como carga de columna el ANFO Examon P, y como cebo son usados la emulsion Semexsa E-65, productos de Exsa Soluciones Exactas. Para el cálculo de la cantidad de explosivos y accesorios de voladura se realizan los cálculos con la siguiente formula de holmberg.

a) Cálculo de la carga de ANFO kilogramos por metro

$$C.C = (SG) \times \frac{(D^2)}{4000} \times \pi$$

Donde:

C.C = cantidad de carga de ANFO (kg/m)



SG = densidad de explosivos en (gr/cm³)

D = diámetro en (mm)

Reemplazando los datos:

SG = 0,73 gr/cm³

D = 64 mm

$$C.C = (0,73 \left(\frac{gr}{cm^3}\right) * (64 mm)^2 * \pi) / 4000$$

C.C = 2,35 kg/m

El consumo de ANFO en kilogramos por metro lineal para taladro un de 64 mm diámetro es de 2,35 kilogramos por metro lineal.

Tabla 44 — Diseño de carga para los taladros del slot con una sección de 1,50m x 1,50m y diseño de carga para taladros de producción para una mineralización con un RMR de 45 a 50

<u>Lugar de trabajo TJ- 1575</u>		<u>Lugar de trabajo TJ - 1575</u>	
Diseño de carga slot		Diseño de carga producción	
Diámetro de perforación (mm)	64	Diámetro de perforación (mm)	64
Diámetro de taladro vacío (mm)	127	Diámetro de taladro vacío (mm)	127
Sección (m ²)	2,25	Longitud de taladro (m)	7,20
Longitud de taladro (m)	7,20	Número de taladros /tramo	12
Número de taladros cargados	13	Número de filas tramo	4
Número de taladros vacíos	4	Número de taladros fila	3
Burden (m)	0,35	Burden (m)	0,60
Espaciamiento (m)	0,70	Espaciamiento (m)	0,80
Taco (m)	0,80	Taco (m)	1,00
Altura de carga de fondo (m)	0,50	Altura de carga de fondo (m)	0,50
Altura de carga de columna (m)	5,90	Altura de carga de columna (m)	5,70
Densidad de material	3,50	Densidad de material	3,50
Kilogramos por taladro (kg)	15,04	Kilogramos por taladro (kg)	14,57
Densidad de ANFO (gr/cm ³)	0,73	Densidad de ANFO (gr/cm ³)	0,73
Carga lineal (kg m)	2,35	Carga lineal (kg m)	2,35
Factor de potencia (kg/t)	3,45	Factor de potencia (kg/t)	0,72



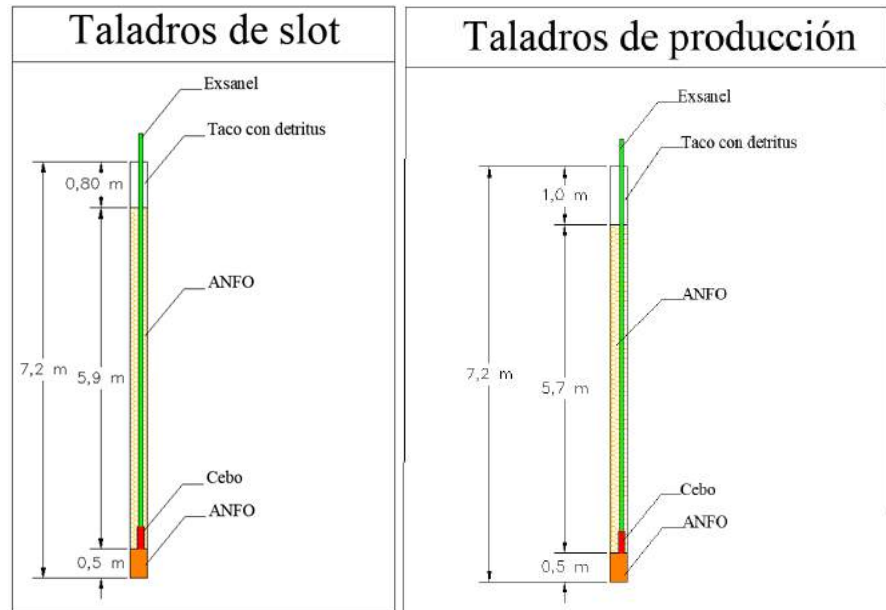


Figura 31 — Diseño de carga de los taladros de slot y taladros de producción

b) Cálculo de cantidad de carga kilogramos y costo por mes de ANFO

$$\text{Cantidad de carga} = 336 \left(\frac{\text{taladro}}{\text{mes}} \right) * 7,2 \left(\frac{\text{metros}}{\text{taladros}} \right) * 2,35 \left(\frac{\text{kg}}{\text{metros}} \right)$$

$$\text{Cantidad de carga} = 5685,12 \text{ kg/mes}$$

La cantidad promedio de ANFO consumido en un mes es de 5685,12 kilogramos.

$$\text{Calculo costo de ANFO} = 5685,12 \left(\frac{\text{kilogramos}}{\text{mes}} \right) * 0,61 \left(\frac{\$}{\text{kilogramos}} \right)$$

$$\text{Calculo costo de ANFO} = 3467,92 \text{ \$/mes}$$

c) Cálculo de cantidad y costo de emulsión Semexsa E-65 1 ½” x8”

$$\text{Cantidad de carga} = 336 \left(\frac{\text{taladro}}{\text{mes}} \right) * 4 \left(\frac{\text{und}}{\text{taladros}} \right) * 260 \left(\frac{\text{gr}}{\text{und}} \right) * \left(\frac{1\text{kg}}{1000\text{gr}} \right)$$

$$\text{Cantidad de carga} = 349,44 \text{ kg/mes}$$

$$\text{Consumo de emulsión} = 336 \left(\frac{\text{taladro}}{\text{mes}} \right) * 4 \left(\frac{\text{und}}{\text{taladros}} \right) * 1,85 \left(\frac{\$}{\text{und}} \right)$$

$$\text{Consumo de emulsión} = 2486,40 \text{ \$/mes}$$

Tabla 45 — Distribución de carga de los taladros del slot

Distribución de cama en el Slot			
Taladros	N° taladros	Emulsión Semexsa E-65 1/2" x 8"	Exsamon P
Rompe boca	1,00	5,00	15,04
Arranque	4,00	12,00	60,16
Ayuda	4,00	8,00	60,16
Cuadradores	4,00	8,00	60,16
Alivio	4,00	0,00	0,00
Explosivos (Kg)	-	7,54	195,52
T aladros cargados	13,00	-	-
Taladros perforados	17,00	-	-

Tabla 46 — Factor de potencia para los taladros del slot

Cálculo de factor de potencia	
Kilos de explosivos	195,52
Toneladas rotas	130
Factor de potencia (kg/t)	1,50

d) Cálculo de consumo de detonadores no electrónicos (DNE) dólares por mes

$$\text{Cálculo de detonadores no electrónicos} = 336 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}} \right) * 2 \left(\frac{\text{und}}{\text{taladro}} \right) * 1,45 \left(\frac{\$}{\text{und}} \right)$$

$$\text{Cálculo de detonadores no electrónicos} = 974,40 \text{ \$/mes}$$

e) Cálculo de consumo de Carmex

$$\text{Numero de secciones/tramo} = 5 \text{ secciones/tramo}$$

$$\text{Numero de taladros por tramo} = 15 \text{ taladros/tramo}$$

$$\text{Número de tramos por mes} = 336 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{mes}} \right) / 15 \left(\frac{\text{taladros}}{\text{tramo}} \right)$$

$$\text{Número de tramos} = 23 \text{ tramos/mes}$$

$$\text{Consumo de Carmex de 7 pies de longitud} = 23 \left(\frac{\text{tramos}}{\text{mes}} \right) * 0,55 \left(\frac{\$}{\text{und}} \right) * 2 \left(\frac{\text{und}}{\text{tramo}} \right)$$

$$\text{Consumo de Carmex de 7 pies} = 25,30 \text{ \$/mes.}$$



f) **Cálculo de consumo de cordón detonante**

$$\text{Consumo de cordon detonante} = 23 \left(\frac{\text{tramos}}{\text{mes}} \right) * 0,19 \left(\frac{\$}{\text{metro}} \right) * 25 \left(\frac{\text{metros}}{\text{tramo}} \right)$$

$$\text{Consumo de cordon detonante} = 109,25 \$/\text{mes}$$

g) **Cálculo de consumo de mecha rápida o igniticord**

$$\text{Consumo de mecha rápida} = 23 \left(\frac{\text{tramos}}{\text{mes}} \right) * 0,25 \left(\frac{\$}{\text{metro}} \right) * 2 \left(\frac{\text{metros}}{\text{tramo}} \right)$$

$$\text{Consumo de mecha rápida} = 11,50 \$/\text{mes}$$

Tabla 47 — Resumen del costo de consumo de explosivos por mes

Descripción	Valor	Unidad
ANFO exsamon P 0,73 g/cm ³ vel det 3000 ms	3467,92	\$/mes
Emulsión semexsa E-65 1 1/2" x 8" 1,12g/cm ³ papel	2486,40	\$/mes
Cordón det. n° 5 normal 5 gr/m 7000 m/s	109,25	\$/mes
Detonador ensamblado, carmex	25,30	\$/mes
Mecha rápida 3,4 gr/m, 26 s/m, 1,8 nim	11,50	\$/mes
Detonador no elec. Exsanel 18,0 m	974,40	\$/mes
T otal	7074,77	\$/mes

Tabla 48 — Resumen de promedio de Costo total de explosivos durante los 6 meses de explotación

Meses	total de explosivos en \$/mes
Costo	
Enero	7071,87
Febrero	7086,83
Marzo	7111,27
Abril	7102,01
Mayo	7098,29
Junio	7080,51
Total general	42550,78

En los cuadros anteriores se muestra el promedio de costos del consumo de explosivos durante los 6 meses de prueba. Estas cifras se diferencian por motivos de factores del macizo rocoso (presencia de fracturas y fallas donde se desvían parte del explosivo cargado), desviación de los taladros, factores personales del operador y otros factores que influirán a la hora de realizar el carguío de los taladros.



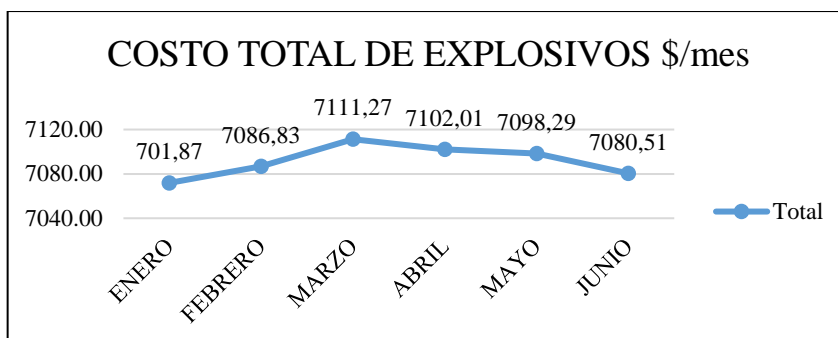


Figura 32 — Consumo de explosivos en dólares por mes, en el mes de marzo se elevó el consumo de explosivos

h) Costo de mano de obra

Para el cálculo de mano de obra se considera un ayudante para jumbo de taladros largos, un maestro cargador que estará encargado de realizar el carguío de los taladros y realizar la voladura, dos ayudantes cargadores quienes estarán a disposición del maestro cargador, no se considera a los operadores ya que el sueldo está incluido junto con el alquiler de equipo.

Sueldo de maestro cargador = 62,00 s/. equivalente a 1860,00 soles/mes

Sueldo de ayudante Jumbo = 60,00 s/. equivalente a 1800,00 soles/mes

Sueldo ayudante cargador = 58,00 s/. equivalente a 1740,00 soles/mes

Tipo de cambio para el año 2018 = 3,28 \$

Sueldo de maestro cargador = 567,07 \$/mes

Sueldo de ayudante Jumbo = 548,78 \$/mes

Sueldo de dos ayudantes cargadores = 1060,96 \$/mes

Costo de mano de obra = 2176,81 \$/mes

5.1.6.4 Sostenimiento con cable bolting

En la explotación del tajo por el método de subniveles con taladros largos en vetas angostas no se realizó ningún sostenimiento, este tipo de sostenimiento se emplea en taladros largos, en este caso no se empleó porque el macizo roco es competente, y en vetas es casi imposible realizar el sostenimiento.

5.1.6.5 Cálculo de costo de relleno detrítico

La cantidad de relleno detrítico se determina calculando el volumen del tajo después de que se ha extraído la estructura mineralizada, teniendo en cuenta que se le paga al equipo por horas trabajadas, para este caso se toma en consideración un scoop-tram de capacidad de cuchara de 4,2 yd³.

a) Cálculo del volumen y el tiempo en rellenar el tajo 1575

El ancho del tajo es variado debido a la irregularidad de la estructura mineralizada, que varía de 1.5 metros hasta 3 metros de longitud con una inclinación que varía desde 58° hasta 70°, en el relleno del tajo se evita bolones, madera y estructuras metálicas ya que debido a ciertos puntos que son angostos puede llegar a atorarse y producirse un campaneó.

Datos:

Longitud de tajo = 130 metros

Altura de tajo = 50 metros

Ancho de tajo = 1,5 metros como promedio, teniendo en cuenta que la estructura mineralizada es irregular.

Densidad de material = 2,7 ton/m³

Factor de llenado cuchara = 0,90

Volumen = 9750 m³

Toneladas de material para rellenar = 26325 toneladas de relleno detrítico/block.

Horas trabajadas rellenando el tajo = 5,08 h/guardia

Promedio de cucharas por guardia = 48 cucharas/guardia

Capacidad de cuchara de scoop tram = 4,2 yd³ = 3,21 m³

Capacidad de cuchara en toneladas = 0,9 * 8,67 toneladas/cuchara

Capacidad de cuchara en toneladas = 7,80 toneladas/cuchara

Numero de cucharas para rellenar el tajo

$$\text{Numero de cucharas} = 26325 \left(\frac{t}{\text{block}} \right) / (7,80 \left(\frac{t}{\text{cuchara}} \right))$$

Numero de cucharas = 3375 cucharas/block

$$\text{Total de guardias trabajadas} = 3375 \left(\frac{\text{cucharas}}{\text{block}} \right) / (48 \left(\frac{\text{cucharas}}{\text{guardia}} \right))$$

Total, de guardias trabajadas = 70 guardias

$$\text{Total de días trabajados} = 70 \left(\frac{\text{guardias}}{\text{block}} \right) / (2 \left(\frac{\text{días}}{\text{guardia}} \right))$$

Total, de días trabajados = 35 días trabajados

Tiempo total para rellenar el tajo = 1 mes y 5 días



b) Costo de alquiler de scoop-tram de capacidad 4,2 yd³

Alquiler de scoop de 4,2 yd³ = 93,47 \$/h

Horas trabajadas/guardia = 4,85 h/guardia

Horas trabajadas/día = 9,70 h/día

Costo de alquiler por día = $9,70 \left(\frac{h}{día} \right) * 93,47 \left(\frac{\$}{h} \right)$

Costo de alquiler por día = 906,66 \$/día

Costo de alquiler por mes = $906,66 \left(\frac{\$}{día} \right) * 30 \left(\frac{días}{block} \right)$

Costo de alquiler por mes = 27199,77 \$/mes

Costo de relleno de tajo será de 27199,77 dólares por mes.

Total, de Costo de alquiler de scoop = $906,66 \left(\frac{\$}{día} \right) * 35 \left(\frac{días}{block} \right)$

Total, de Costo de alquiler de scoop = 31733,10 \$

5.1.6.6 resumen de costo de operación mina

En el resumen se considera los costos en dólares por mes y dólares por tonelada como se muestra en el siguiente cuadro.

Tabla 49 — Resumen de costo de minado por taladros largos en vetas angostas

Descripción	\$/mes	\$/t
Alquiler de scoop de 2,5 yd ³	7363,25	1,41
Alquiler de Jumbo Muki LHB Resemin	6854,92	1,31
Costo de aceros de perforación	1580,26	0,30
Costo de aire comprimido	1098,36	0,21
Costo de explosivos	7074,77	1,35
Costo de mano de obra	2176,81	0,42
Costo de relleno detrítico	27199,77	5,21
Costo de extracción sobre - distancia >200 m	0,00	0,00
Costo total	53348,14	10,21



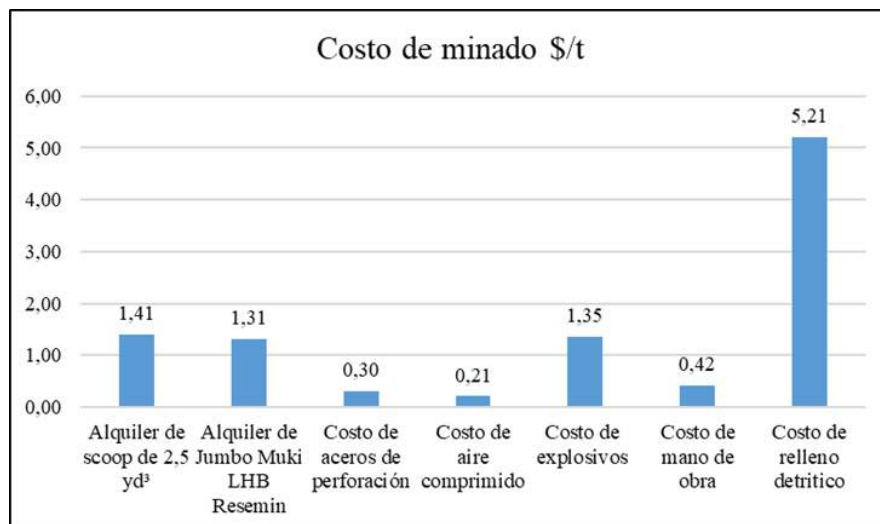


Figura 33 — El costo de minado en dólares por tonelada es más elevado en el alquiler de equipos y el relleno de tajo vacío

5.1.7 Producción mensual de mineral por el método de taladros largos en vetas angostas en la unidad minera Yauliyacu – 2018

Para el cálculo de la producción mensual se tomó datos desde el mes de enero hasta el mes de junio del 2018, datos promedios del acarreo de mineral con scoop de 2,5 yd cúbicas equipo equipado con telemando para que el personal no se exponga al tajo y evitar accidentes por caída de rocas.

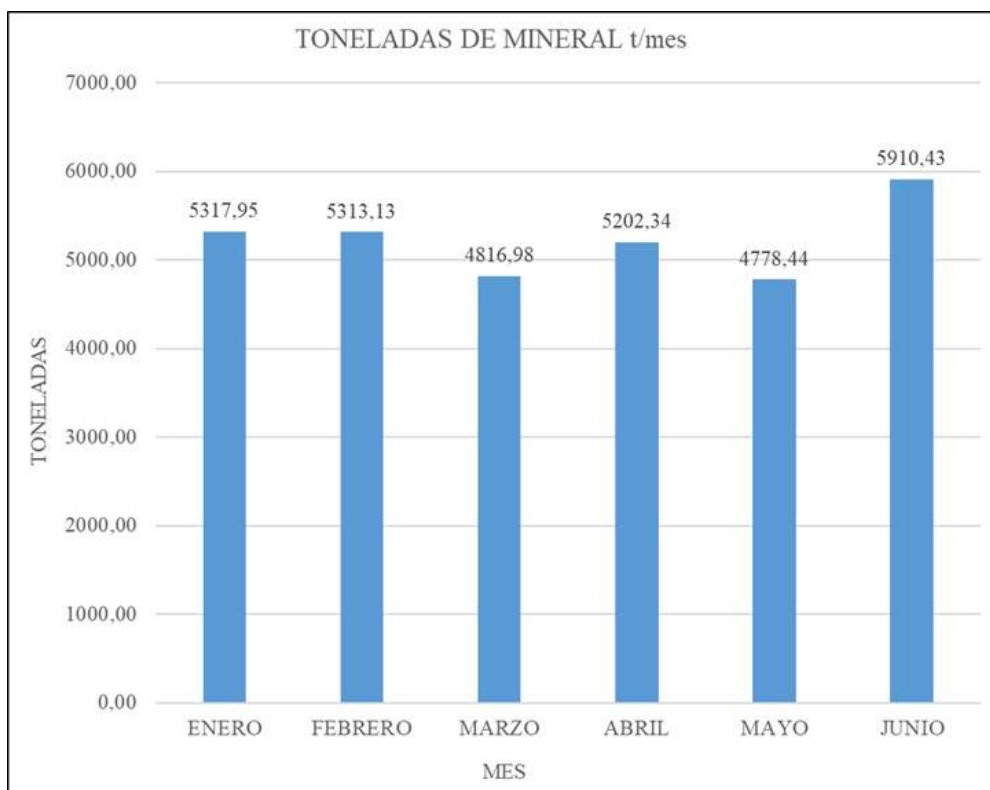


Figura 34 — La producción promedio de mineral en toneladas por mes se elevó en junio acercándose a los 6000,00 toneladas por mes



Al emplear el método de taladros largos en vetas angostas se realiza la preparación de labores como rampas, galerías, subniveles, refugios y la instalación de servicios (instalaciones eléctricas, instalaciones de agua, aire).

5.1.8 Ciclo de minado del método de explotación por corte y relleno ascendente semi-mecanizado & el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas

En esta tabla se muestra los tiempos promedios en horas calculados en gabinete, tiempos de cada operación minera.

Tabla 50 — Tiempo promedio en horas del método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado & el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas

Método de explotación	Método de explotación de corte y relleno ascendente semi-mecanizado	Método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas
Tiempo de operación mina (h/gd)	10,16	6,58

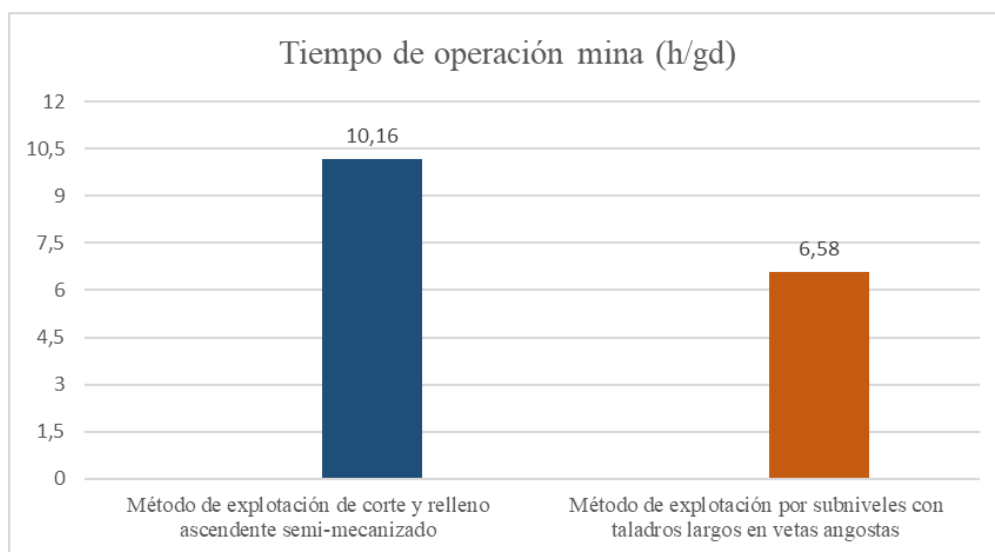


Figura 35 — Tiempo promedio de operación mina es más elevada por el método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado



5.1.9 Costo de minado por Corte y Relleno Ascendente Semi-mecanizado VS costo minado de método de explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas

La comparación que llevara a la viabilidad económica de ambas alternativas, demostrándose que alternativa es la más viable económicamente, productivamente y seguro para el trabajador según la exposición del personal que labora. Mediante los cálculos realizados anteriormente y mediante los datos obtenidos en mina se realizaron dichos cálculos que nos mostrara que método es la que tienen los costos de minado más altos y que método es la que tiene los costos minado más bajos, también que método tienen la productividad más alta y que método de minado tiene la más baja.

Tabla 51 — Comparación de los costos del método de taladros largos VS corte y relleno ascendente mecanizado

Método de explotación	Corte y relleno ascendente semi-mecanizado	Subniveles con Taladros Largos en Vetas angostas	Diferencia
Total (S/t)	16,40	10,21	6,19



Figura 36 — El Costo de minado por el Método de taladros largos es mucho menos costoso que por el método de Corte y relleno ascendente semi-mecanizado

5.1.10 Costo del consumo de elementos de sostenimiento por el método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado & el método de taladros largos en vetas angostas en la unidad minera Yauliyacu – 2018

Los datos tomados durante los 6 meses de prueba no se realizaron sostenimiento al realizar la explotación con el método de taladros largos en vetas angostas. Por tanto, se consideró que no se tiene y no requiere sostenimiento por este método teniendo en cuenta que la roca encajonante es de regular B con un RMR de 41-50.

Tabla 52 — Costos de sostenimiento método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado & taladros largos en vetas angostas

COSTOS DE SOSTENIMIENTO		
MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	Corte y relleno ascendente semi-mecanizado	Subniveles con taladros largos en vetas angostas
\$/t	4,31	0,00

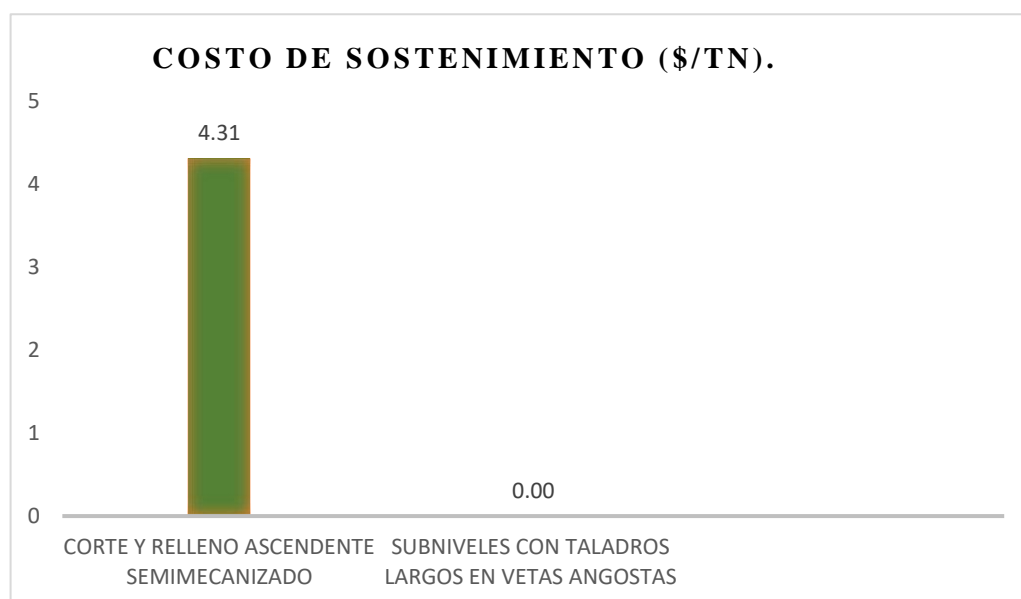


Figura 37 — Costo de sostenimiento es mucho mayor por el método de explotación de corte y relleno ascendente semi-mecanizado

5.1.11 Resumen de la producción promedio mensual entre los métodos de producción de corte y relleno ascendente semi-mecanizado & el método de taladro largos en vetas angostas en la unidad minera Yauliyacu – 2018

Los resúmenes de la producción mensual de ambos métodos se toman los mismos meses del año 2018 desde enero hasta el mes de junio.



Tabla 53 — Resumen de resultados de método de taladros largos VS corte y relleno ascendente mecanizado

Meses	Producción en toneladas del método por subniveles con taladros largos en vetas angostas	Producción en toneladas por el método de corte y relleno ascendente semimecanizado	Diferencia
Enero	5317,5	1170,53	4147,42
Febrero	5313,13	1184,98	4128,15
Marzo	4816,98	1294,80	3522,18
Abril	5202,34	1338,16	3864,18
Mayo	4778,44	1523,13	3255,32
Junio	5910,43	1502,90	4407,54
Total general	31339,27	8014,49	23324,78

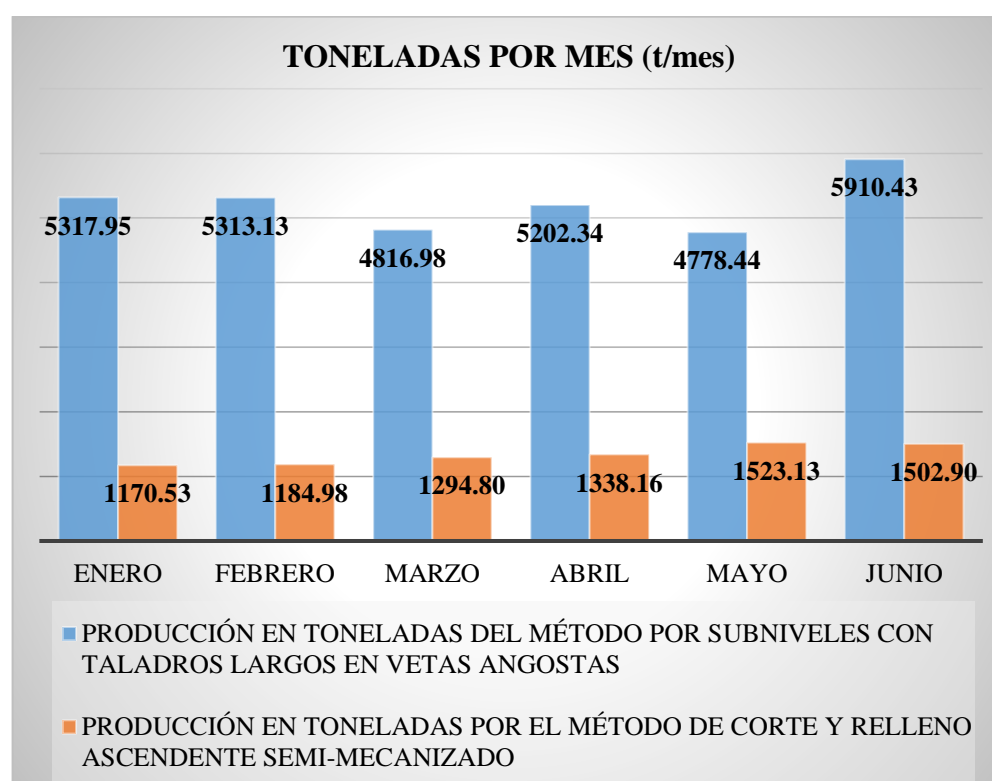


Figura 38 — producción en toneladas por mes por ambos métodos de explotación donde se observa que por el método de taladros largos es mucho mayor la producción

5.2 Discusión de resultados

5.2.1 Análisis de resultados del ciclo de minado entre los métodos de corte y relleno ascendente vs el método de taladros largos en vetas

Para el cálculo de los tiempos del ciclo de minado, se toma en cuenta las horas trabajadas de 10 horas teniendo en cuenta de una hora de refrigerio y/o almuerzo estos tiempos son tomados desde que el personal se encuentra en sus labores hasta que



abandona el área de trabajo. En las tarjetas de tarea figuran 11 horas en la cual firman los trabajadores y el supervisor para sus debidos pagos mensuales, para este estudio tenemos en cuenta solo las horas trabajadas y no el movimiento de personal ya sea de ingreso o salida del personal.

En esta tabla se tiene el tiempo promedio en horas de cada operación realizada en mina, los tiempos que se tomaron para determinar el rendimiento de cada operación minera.

Tabla 54 — Tiempos promedio en horas de cada actividad minera

Ciclo de minado de corte y relleno ascendente		Ciclo de minado de taladros largos en vetas angostas	
Actividad	(h/Gdia)	Actividad	(h/Gdia)
Ventilación	0,50	Ventilación	0,50
Regado de material disparado	0,17	Regado de mineral disparado	0,17
Desatado de rocas sueltas	0,75	Desatado de rocas sueltas	0,00
Limpieza de mineral	2,08	Limpieza de mineral	2,50
Sostenimiento perno split set y malla	2,25	Sostenimiento	0,00
Perforación en realce	1,75	Perforación de taladros largos en paralelo	2,25
Carguío y voladura de tajo en realce	0,58	Carguío y Voladura	2,35
Relleno detrítico hasta una altura de 1.5 metros	1,08	Relleno detritico	0,00
Total de horas trabajadas	9,16	Total de horas trabajadas	7,77

En la tabla 54 se resume el tiempo promedio en horas de cada operación minera realizada en interior mina, específicamente en el tajo 1575 norte y en el tajo 395, datos que se tomaron en el momento de estudio y cálculo de tiempos de las diferentes actividades operativas que se realizan en mina, control de tiempos de equipos y de cada operación realizada en la actividad minera.

Del cuadro anterior tenemos un promedio de 7,77 horas/guardia por el método de explotación de taladros largos en vetas, lo que nos llega a entender de que tenemos tiempo para realizar otras actividades, como acumular la perforación de taladros largos. Mientras por el método de explotación de corte y relleno ascendente tenemos 9,16 horas trabajadas en donde se tiene en cuenta que el tiempo más elevado tiene la actividad de sostenimiento, la actividad de limpieza y relleno teniendo una diferencia global de 1,39 horas entre ambos métodos de explotación minera y según los cálculos



de los cuadros que se realizaron en la tabla 54 se tiene que el método más eficiente es el de taladros largos en vetas angostas.

5.2.2 Análisis de resultados del costo de minado entre el método de corte y relleno ascendente y el método de taladros largos en vetas

El costo de minado por el método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado como se muestra en la siguiente tabla 55, tenemos un costo de minado de 16,40 \$/t y por el método taladros largos en vetas tenemos un costo de minado de 10,21 \$/t teniendo una gran diferencia de 6,19 \$/t entre ambos métodos de explotación entre ambas tablas se pudo observar que se tiene los costos más altos en las actividad de sostenimiento de 4,31 \$/t y por el método de taladros largos se observa que en esta misma actividad operativa tenemos en sostenimiento de 0,00 \$/t y esto se determinó que no se realizaron sostenimientos con cable bolting, dicho de otro modo estos costos de minado se determinó de acuerdo a la cantidad de extracción de mineral por mes.

Tabla 55 — Resultados del costo de minado entre el método de corte y relleno ascendente

Descripción	\$/mes	\$/t
Alquiler de scoop 1,5 yd ³	4768,97	3,57
Mano de obra	1060,98	0,79
Aire comprimido	1196,32	0,90
Máquina de perforación	699,73	0,52
Aceros de perforación	857,74	0,64
Lubricante	44,76	0,03
Sostenimiento	5750,83	4,31
Explosivos	4702,80	3,52
Relleno	3084,51	2,31
Total	22166,64	16,59



Tabla 56 — Resultados del costo de minado del método de taladros largos en vetas

Descripción	S/mes	\$/t
Alquiler de scoop de 2,5 yd ³	7363,25	1,41
Alquiler de Jumbo Muki LHB Resemin	6854,92	1,31
Costo de aceros de perforación	1580,26	0,30
Costo de aire comprimido	1098,36	0,21
Costo de explosivos	7074,77	1,35
Costo de mano de obra	2176,81	0,42
Costo de relleno detrítico	27199,77	5,21
Costo de sostenimiento	0,00	0,00
Costo de extracción sobre - distancia >200 m	0,00	0,00
Costo total	53348,14	10,21

Mientras que el método de explotación por corte y relleno ascendente se tiene el costo de relleno 2,31 \$/t, en este método se pierde tiempo en el mismo proceso de la explotación como se muestra la tabla 54 y por el método de explotación de taladros largos en vetas se tiene un costo de relleno de 5,21 \$/t en este caso el relleno se realiza una vez terminado la explotación de todo el block mineralizado de los tres pisos mencionados en la figura 39, por el segundo método de explotación no se pierde tiempo en el proceso de explotación.

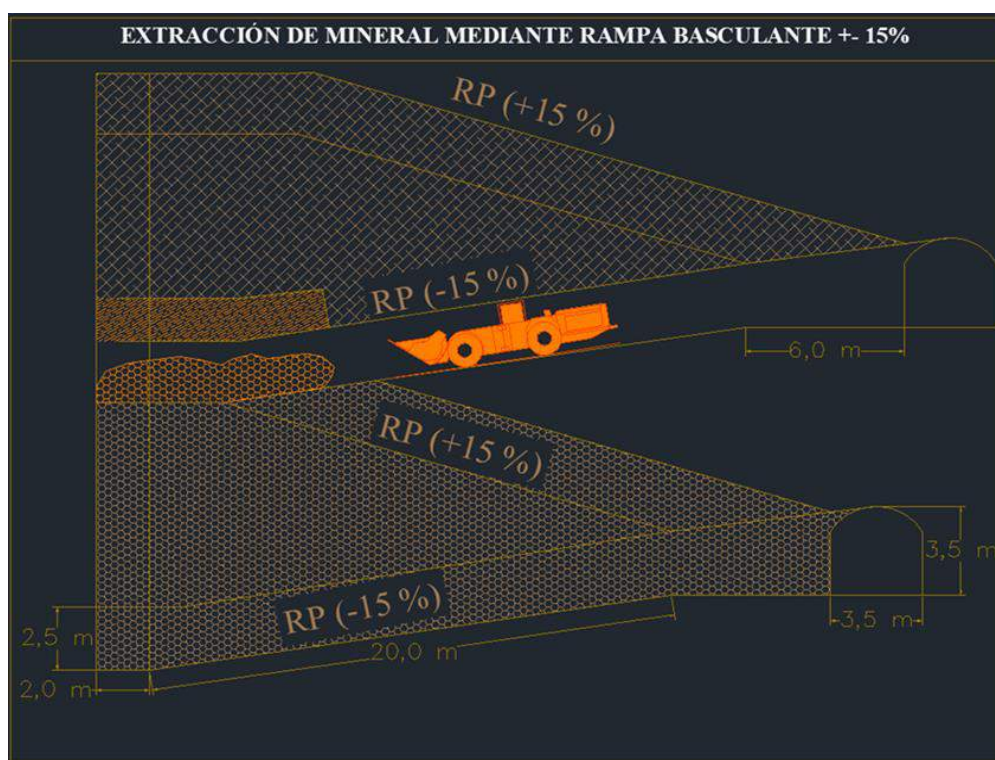


Figura 39 — Extracción y relleno mediante rampa basculante por el método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado

5.2.3 Análisis de resultados del costo excesivo de los elementos de sostenimiento entre los métodos de explotación de corte y relleno ascendente y el método de taladros largos en vetas

En este caso tenemos los costos en el consumo Split set y malla eslabonada, en la siguiente tabla 58 se muestra la cantidad consumida por mes por el método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado:

Tabla 57 — Costo de consumo promedio de Split set y malla eslabonada en dólares por mes

Descripción	Promedio \$/mes
Consumo de Split set 39,5mm x 450mm	265,07
Consumo de Split set 40mm x 5'	1170,96
Consumo de malla eslabonada metálica de 2" x 2" alambre BWG10	4317,00
Total general	5753,023

Mientras que en el caso del método de taladros largos en vetas angostas se tiene el consumo de 0,00 \$/mes, dicho estudio solo se aplicó en el momento de la explotación del tajo mas no en la preparación del tajo ya que este costo no se asume en el estudio de esta tesis. El sostenimiento según la recomendación geomecánica solo se aplica al inicio de la construcción de la labor más no en la explotación del tajo como se muestra en las siguientes imágenes:

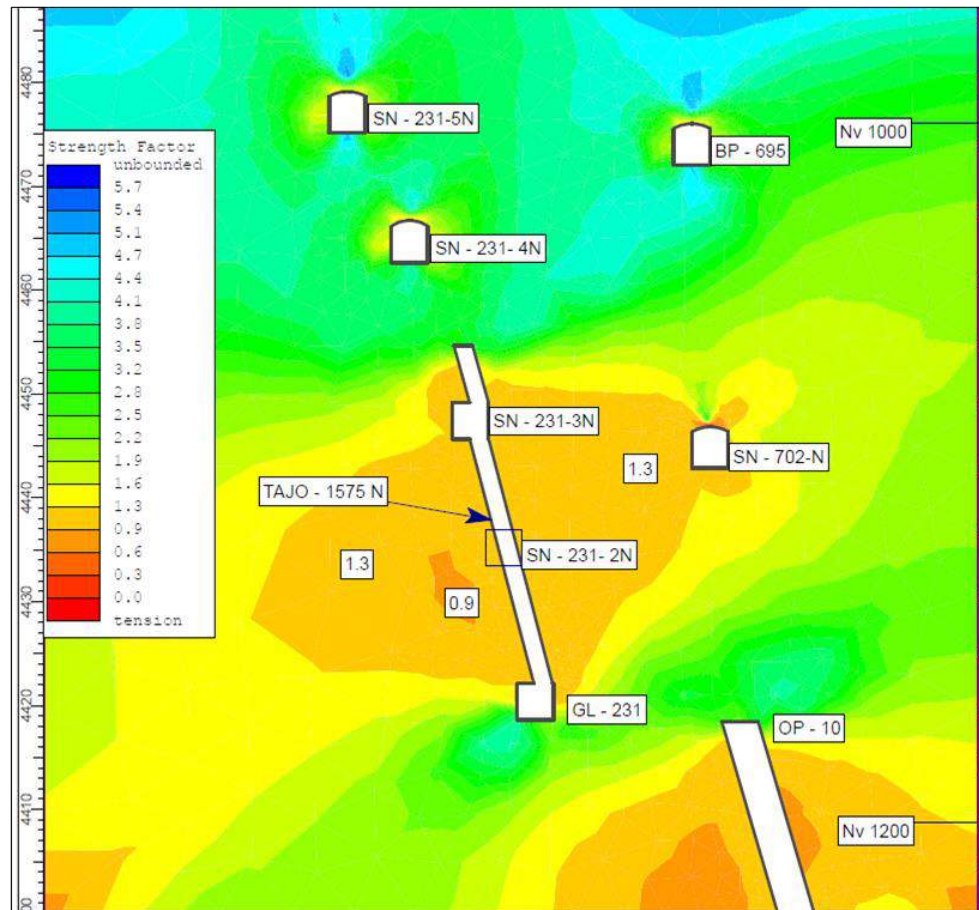


Figura 40 — Plano de perfil en la cual se detalla los pisos de las diferentes labores

En la Figura 40 se muestra el plano de perfil en la cual se detalla los pisos de las diferentes labores que empieza del piso 1 por la galería 231, el piso dos el sunivel 231-2N y al subnivel 231-3N como el piso 3 y así se muestra hasta el cuarto piso, pero para este estudio se toma hasta el piso 231-3N como se muestra en esta imagen realizada en el phase 2 donde se muestra el factor de seguridad de 0,9 a 1,3 que nos indica que el tajo es estable.

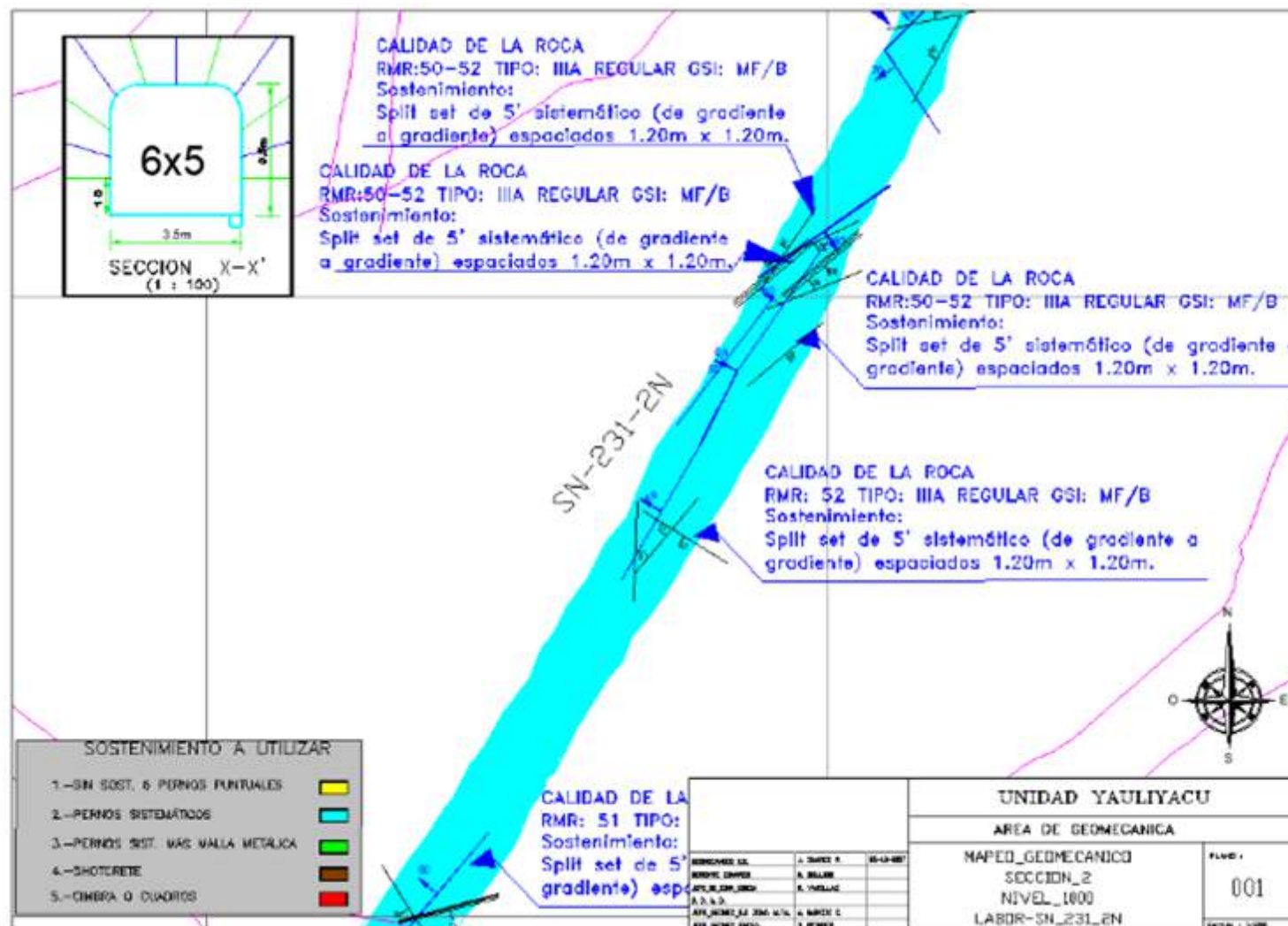


Figura 41 — Galería 231 norte que representa al piso 1, con un RMR que varía de 42-46 en donde la recomendación geomecánica que requiere es de malla eslabonada más Split set de 5 pies de gradiente a gradiente

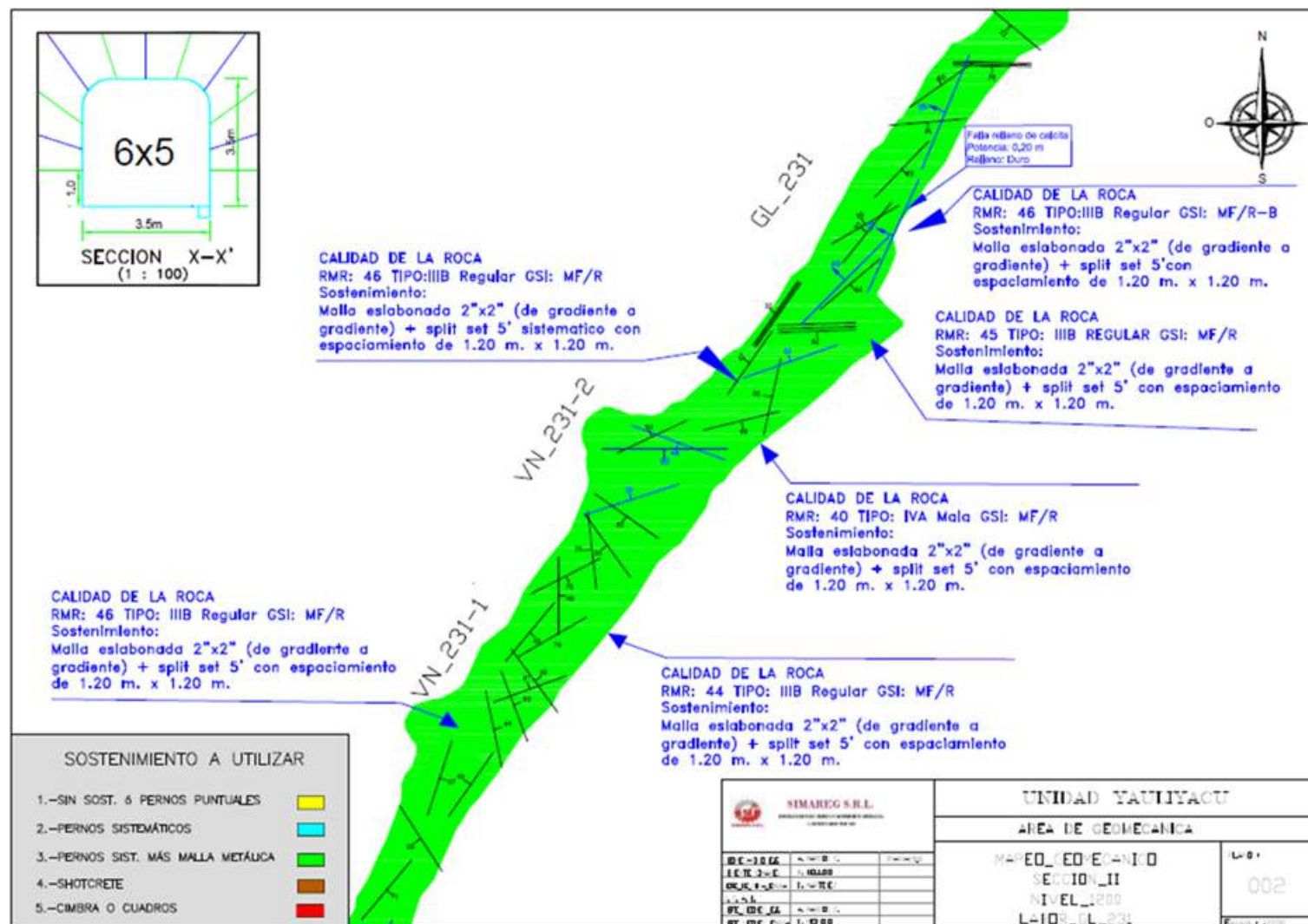


Figura 42 — Subnivel 231-2N que representa al piso 2 en la cual muestra un RMR de 50-52 según la recomendación geomecnica nos indica Split set de 5 pies sistemático de gradiente a gradiente

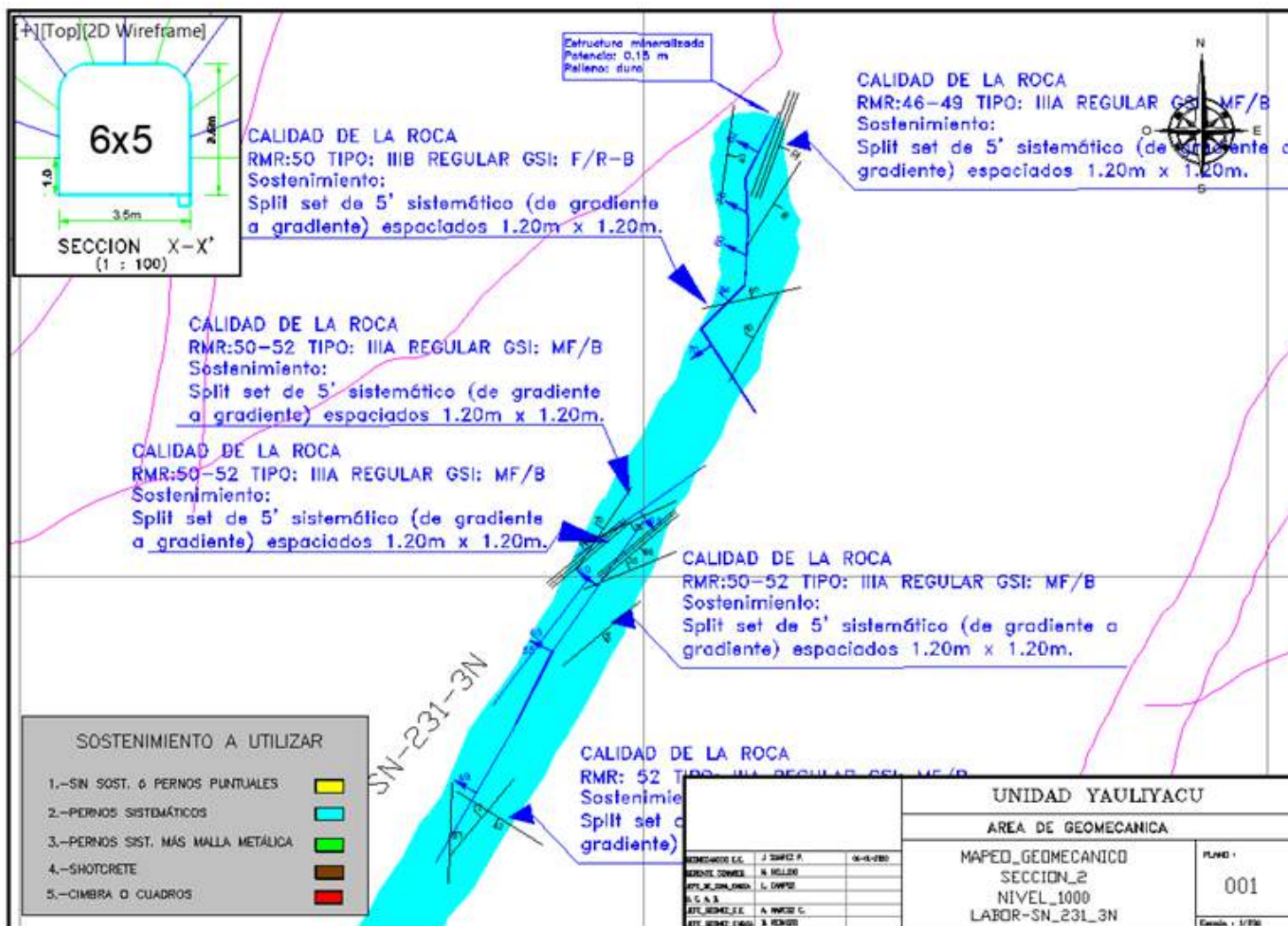


Figura 43 — Subnivel 231-3N que representa al piso 3 con un RMR de 46-52 según la recomendación geomecanica que detalla requiere de un sostenimiento sistemático de Split set de 5 pies de gradiente a gradiente

En toda estas recomendaciones geomecánicas se observa que el macizo rocoso es del tipo III A, estas recomendaciones más el estudio de geomecánico sobre estabilidad del tajo como se muestra en la Figura 30 se tiene un tajo estable con un factor superior al 0,9 que nos indica que mientras se explota el yacimiento mineral no requiere ningún tipo de sostenimiento de esta manera demostramos que no se realizó sostenimiento en dicho proceso, a excepción del sostenimiento inicial que no se toma ya que este costos se incluye en la preparación del tajo más no en la explotación del tajo.

5.2.4 Análisis de la producción mensual entre los métodos de explotación de corte y relleno ascendente vs el método de taladros largos en vetas

En la figura 44 se muestran la producción mensual de mineral promedio por el método de explotación de corte y relleno ascendente y por el método de explotación de taladros largos en vetas.

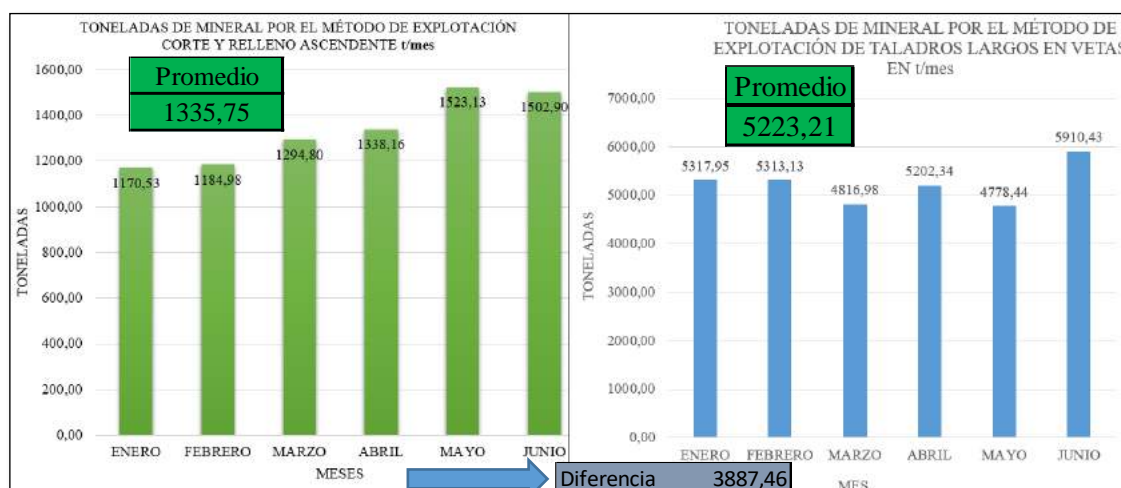


Figura 44 — Promedio de toneladas extraídas de mineral por mes realizada en un estudio desde el mes de enero hasta el mes junio del año 2018

En la figura 31. Se muestra el estudio desde el mes de enero hasta el mes de junio del año 2018 en la cual se tiene un promedio de producción de 1335,75 toneladas por mes por el método de explotación de corte y relleno ascendente y de 5223,21 toneladas/mes por el método de explotación de taladros largos en vetas superando al primer método de explotación en 3,9 veces la producción mensual de mineral esto indica que se tiene mejores resultados por el método de explotación de taladros largos en vetas, el incremento de 3887,46 toneladas de mineral por este método de explotación hace que la producción mensual se incremente y se tenga mejores utilidades anualmente y de esta manera se aplica este método en estructuras que se



identificaron mediante las perforaciones diamantinas y realizando la preparación de nuevos proyectos en vetas y aplicar el método de explotación de taladros largos en vetas y/o incrementando la producción mensual, anual y la reserva de la mina.

En este método de explotación se tiene una producción promedio de mineral mensual de 1335,75 toneladas de mineral. En este método de explotación se tiene una producción promedio de mineral mensual de 5223,21 toneladas de mineral entre ambos métodos de explotación hay una diferencia de 3887,46 toneladas.

CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

- ❖ Con el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas se logró optimizar el ciclo de minado en la extracción de mineral de 9,16 horas/guardia a 7,77 horas/guardia, de esta manera se logra la reducción de ciclo de minado de 1,39 horas/guardia.
- ❖ Aplicando el Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetangostas se reduce el costo del consumo de aceros de perforación, consumo de explosivos y en el consumo de accesorios de voladura de 4,16 \$/t a 1,66 \$/t, teniendo una diferencia de 2,51 \$/t.
- ❖ Aplicando el Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetangostas se redujo los costos de consumo de sostenimiento de 4,31 \$/ton a 0,00 \$/ton, gracias a este método de explotación el sostenimiento es puntual y eventual, debido a que las condiciones geo-mecánicas del macizo rocoso son competentes y la estructura mineralizada es angosta.
- ❖ Aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas se optimiza la producción promedio mensual de 1335,75 toneladas/mes a 5223,21 toneladas por mes por el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas.

6.2 Recomendaciones

- ❖ En los trabajos de minado realizados de explotación por el método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado, se pierden tiempo valiosos en las actividades de sostenimiento, porque estos trabajos demandan sostenimiento inmediato, caso contrario ocurre con el método de explotación de taladros largos en vetas angostas que no requería sostenimiento inmediato, es por esta razón que se recomienda aplicar el método de explotación por taladros largos por subniveles en vetas angostas en los demás tajos que aun emplean el método de explotación por el método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado.
- ❖ En la “Aplicación Del Método De Explotación Por Subniveles Con Taladros Largos En Vetangostas, hay casos frecuentes de atascamientos de barras al realizar la perforación de taladros negativos, también se registraron pérdidas de barras en esta actividad, y también la pérdida de toda una columna de perforación por la obstrucción de detritus provenientes de la misma perforación es por ello que se recomienda la aplicación del sistema casing que consta de un tubo de HDPE de 3 ¼ de pulgada de diámetro o también puede ser el uso de tubos metálicos que serían la mejor opción, por una longitud de 0,60 cm y así estandarizar como un procedimiento para realizar la perforación de taladros negativos y en la perforación de rellenos en recuperación y así evitar estos atascamientos y reducir más en el consumo de aceros y el daño al equipo por el forcejeo para la recuperación de las barras. Del mismo modo como los trabajos de perforación y voladura son complementos se recomienda realizar un mayor control en la disposición de explosivos con una hoja de control de carguío y optimizar el consumo de explosivos en el carguío de taladros largos.
- ❖ En la “Aplicación Del Método De Explotación Por Subniveles Con Taladros Largos En Vetangostas”, se recomienda el cambio de emulsión que se usa como cebo por los multiplicadores(booster) a la hora de realizar el carguío del SLOT y VCR para así aprovechar al máximo la columna de carga con ANFO.

BIBLIOGRAFÍA

Apaza, Arivilca. Edwin Robin. 2013. *Implementación de Taladros Largos en Vetas Angostas Para Determinar su Incidencia en la Productividad, Eficiencia y Seguridad de las Operaciones Mineras – Pashsa, Mina Huarón S.A.* ". Arequipa : Ed. UNSA, 2013.

Borisov, S. M. Klovov - B. Gornovoi. 1983. *Labores Mineras.* 1983.

Calla, Flores Jaime A, CONDE, Lapas Miguel A y VELASQUEZ, Cruz Oscar J. 2012. calameo.com. *calameo.com.* [En línea] Volcán Cia. Minera S.A.A, 2012. [Citado el: 22 de Ovtubre de 2018.] <https://es.calameo.com/read/004289901fc08f3544e17>.

Carrasco, Diaz Sergio. 2009. *Metodología de Investigación, Pautas para hacer Tesis.* Lima : Ed. San Marcos., 2009.

Celis Caballero, Hector Leodan. 2016. *Reducción de la Desviación de Taladros Largos Implementando menores Longitudes de perforación de taladros para bancos de producción de 20 metros de altura en Sublevel Stopping con Simbas H1254, en el cuerpo Casapalca 4 en el nivel 11 - 11A, Mina Casapalca.* Trujillo : Universidad Nacional de Trujillo, 2016.

CMH, Consorcio Minero Horizonte. 2012. *Manual de Inducción General.* Trujillo : Consorcio Minero Horizonte, 2012.

Duran, La Torre Davis y Paulo Cruz. 2009. *Metodos de Explotacion minera.* Huancavelica : UNH, 2009.

ETM, Estudios Mineros del Peru, SAC. 2011. *Manual de Minería.* Lima : Ed. Polo, 2011.

EXSA. 2014. *Manual Practico de Voladura.* Lima : EXSA, 2014.

Gonzales, Vergara Marcial Roger. 2012. *Explotacion De Un Cuerpo Mineralizado Por Subniveles Con Taladros Largos En La Unidad De Produccion Uchucchacua.* Huancavelica : Ed. UNH, 2012.

Hernández, Sampieri Roberto - Carlos Fernández Collado- Pilar Baptista Lucio. 2010. *Metodología de la Investigación.* Mexico : McGraw-Hill Interamericana, 2010.

Huaranga, Percy Callupe. 2016. *Sismicidad en Minería: Análisis, Interpretación y Aplicación de Controles - Caso Mina Yauliyacu.* Lima : Ed. UNI, 2016.

Indhira, Jiménez. 2006.
<https://revistas.unal.edu.co/index.php/rbct/article/view/722/11305?fbclid=IwAR27PxJ8Mc86b0DI>



UF9GPXgqbCstr6ODCCf6QP5Za8h0sCsfttYTOs60zM. [En línea] 2006.
<https://revistas.unal.edu.co>.

INGEMMET. 1983. *Geología de los Cuadrangulos*. Lima : Ed. INGEMMET, 1983.

Llanque, Maquera Vidal F y Navarro Torres - Oscar E. 1999. *Explotación Subterránea- Métodos y Casos Prácticos*. Puno : Editorial UNA, 1999.

Lopez, Gimeno Carlos. 2017. *Manual de Perforacion, Explosivos y Voladuras. Minería y Obras Públicas*. Lima : s.n., 2017.

Manuel, Calderón G. 1982. *Explotacion de Minas*. 1982.

Osinermin. 2017. *Guia de Criterios Geomecánicos para el Diseño, Construcción, Supervisión y Cierre de Labores Subterranas*. Lima : Osinermin, 2017.

Quispe, Elvis Sadan Colonio. 2015. *Optimización de la Producción Mediante la Aplicación del Método de Explotación tajeo por Subniveles taladros largos en la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A*. Huancayo : Editorial UNCP, 2015.

Silva, Zea- Mario Rousseau. 2017. *Incremento de la Producción Aplicando el Método de Explotación Taladros Largos en la Unidad Minera San Cristobal, Yauli-Junin*. Cusco : UNSAAC, 2017.

Tipe Quispe, Victor Hernan. 2004. *Implementación de Chimeneas Usando el Método VCR en la Compañía Consorcio Minero Horizonte*. Lima : UNI, 2004.

Yauliyacu. 2012. *Perforación y Voladura Taladros Largos*. Lima : Los Quenuales, 2012.



ANEXOS



ANEXO I: REGISTRO FOTOGRÁFICO



Figura 45 — Posicionamiento de equipo para la perforación de taladros largos en negativo.

FORMULARIO										CÓDIGO	ES-MTO-013	
CONTROL DE EQUIPO DE JUMBO Nº 005460										VERSIÓN	01	
										APROBADO	28/04/2015	
N° EQUIPO	TIPO DE EQUIPO	MODELO	ING. DE GUARDIA	OPERADOR	FECHA - GUARDIA	7 am. - 7 pm.	NIVEL			1000		
07	Hidráulico Neumático	HK LHO	G. Gozar	O. García	DÍA MES AÑO	7 am. - 7 pm.	LABOR			TJ 231 3S		
					19 03 18		SECCIÓN			II		
CÓDIGO	TIEMPO INICIO	TIEMPO TÉRMINO	N° TALADROS Mineral	Desm.	NIVEL - LABOR	LONG. TALADROS	N° DE BARRAS	OBSERVACIONES		DETALLE DE ACTIVIDADES		
203	7:00	7:30								HORAS DE PRODUCCIÓN		
204	7:30	8:00								101 Perforación en desmonte		
303	8:00	11:00	SE CAMBIO SINT BDR.							102 Perforación de repaso en desmonte		
208	11:00	11:30	DE TALLER MONITO A TJ 231 3SUR							120 Perforación para sostenimiento		
202	11:30	11:40								HORAS DISPONIBLES		
211	11:40	12:00	1		RITADO 7.20	6				201 Falta de operador		
207	12:00	1:00	2		RITADO 7.20	6				202 Mol. - mantenimiento preventivo de		
101	1:00	5:00	3		RITADO 7.20	6				203 Ingreso - Salida		
203	5:00	5:30	4		7.20	6				204 Checa		
			5		7.20	6				205 Traslado de equipo		
			6		7.20	6				206 Inspección de equipo		
										211 Instalación de equipo		
										207 Refrigero		
										HORAS DE MANTENIMIENTO Y REPARACIÓN		
										301 Mo instal / final		
										302 Mantenimiento programado		
										303 Mantenimiento correctivo		
CONDICIONES EN QUE SE DEJA EL EQUIPO										OBSERVACIONES		
OPERATIVO	<input checked="" type="checkbox"/>	LUGAR	TJ 231 3SUR.								- EQUIPO NECESITO SU MONITO GENERAL	
OPERATIVO	<input type="checkbox"/>	DESCRIPCIÓN	NU 1000								- CAMBIAR YAW DE HORDAZO.	
ABASTECIMIENTO (GALONES)												
HIDRÁULICO												
DE MOTOR												
DE TRANSMISIÓN												
ESTABLE												
				Firma del operador		V°B° Ing. de Guardia		HOROMETROS				
								Hidráulico		Eléctrico	Diesel	
								Inicial		229.1	704.2	227.2
								Final		231.3	707.6	225.4

Figura 46 — Control de equipo de jumbo de taladros largos, perforación de slot.





Figura 47 — Desgaste de la broca retráctil T-38 usadas en la perforación de taladros largos en roca dura.



Figura 48 — Refugio con caceta para el resguardo del operador de scoop-tram y la operación segura con telemando.



Figura 49 — Pintado de la estructura de la veta en TJ-1575 tercer nivel con RMR 55, con sostenimiento sistemático.



Figura 50 — Pintado de la estructura del primer nivel con RMR de 45, con sostenimiento malla y Split set.



Figura 51 — Pintado de secciones y puntos para el inicio de perforación de los taladros largos en el tajo 1575.



Figura 52 — Taladros perforados en negativo con sus respectivos tubos de PVC para evitar que se tapen los taladros.



Figura 53 — Vista desde la parte superior de Taladros perforados en negativo con sus respectivos costales y tubos de PVC para evitar que se tapen.



Figura 54 — Carguío de taladros con ANFO y con detonadores no eléctricos para realizar la voladura de slot en negativo.

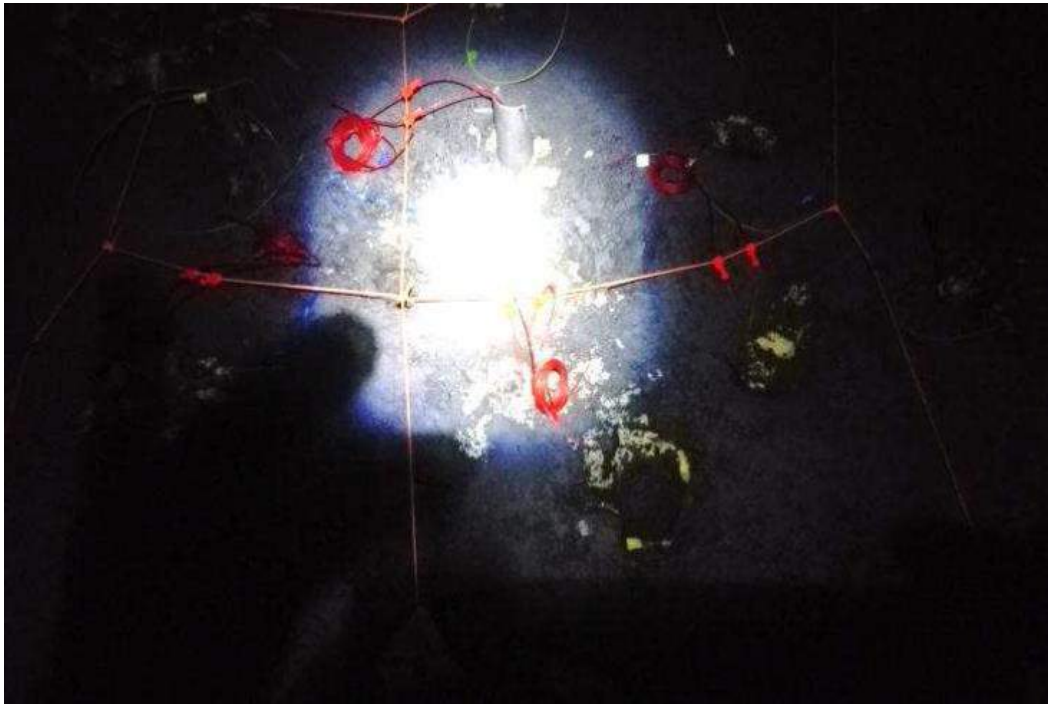


Figura 55 — Conexión de retardos según la secuencia de salida de los taladros con línea troncal con cordón detonante de 5p.



Figura 56 — Vista del slot después de realizar la voladura.



Figura 57 — Secciones después de realizar la voladura de taladros en negativo.



Figura 58 — Relleno de tajo con scoop-tramp CAT R1300, de capacidad de 4.2 yd³.

FORMULARIO										CÓDIGO			
CONTROL DE EQUIPO										REVISIÓN			
SCOOPTRAM										APROBADO			
EQUIPO	TIPO DE EQUIPO	CAPACIDAD	ING. DE GUARDIA		OPERADOR			FECHA - GUARDIA		7 am.-7 pm.			
56	Diesel	4.24	R. varillar		C. Oro U.			Día	Mes	Año	7 pm.-7 am.		
CODIGO	TIEMPO (hr. min)	TRAYECTORIA		Nº DE CUCHARAS	OBSERVACIONES	ORDEN	DETALLE DE ACTIVIDADES						
	INICIO	FIN	NIVEL - LABOR	DESTINO			HORAS DE PRODUCCION						
203	2:00	2:30					101	Limpieza de mineral			111	Limpieza de	
204	2:30	2:50					102	Limpieza de mineral acumulado			112	Limpieza de	
205	2:50	3:00					103	Carguo de mineral			113	Carguo de d	
206	3:00	3:10									120	Relleno de	
208	3:10	3:25	targuo				HORAS DISPONIBLES						
208	3:25	3:35	Inspección				201	Falta de operador			209	Falta de labor	
213	3:45	4:00	Inspección				202	Mpl. - mant. preventivo de labor			210	Falta de servici	
	4:00	4:30	Operado y corde de Mailla				203	Ingreso - Salida			211	Traslado de ma	
208	4:30	5:00	10007, 1515 OP 10 GO				204	Charra			212	Ayudo en servic	
			* Subsección de Mineral con testimonio				205	Traslado al equipo			213	Mantenimient	
							206	Inspección de equipo			214	Falta de vent	
							207	Refrigerio			215	Trabajos vari	
							208	Traslado de equipo			216	Accidente de	
CONDICIONES EN QUE SE DEJA EL EQUIPO							HORAS DE MANTENIMIENTO Y REPARACIÓN						
OPERATIVO	LUGAR		DESCRIPCION		Firma del operador		301	Mp Inicial / final			303	Mantenimie	
	El scoop guardado en		El scoop está botando mucho humo		[Firma]		302	Mantenimiento programado					
ABASTECIMIENTO (GALONES)							HOROMETRO INICIAL		PROGRAMA DE TRABAJO			HOROMETRO FINAL	
DE MOTOR									Nº DE CUCHARAS:				
DE HIDRÁULICO									Programado				
DE TRANSMISIÓN									Realizado				
FUEL													

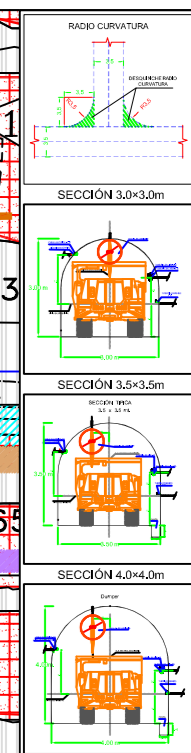
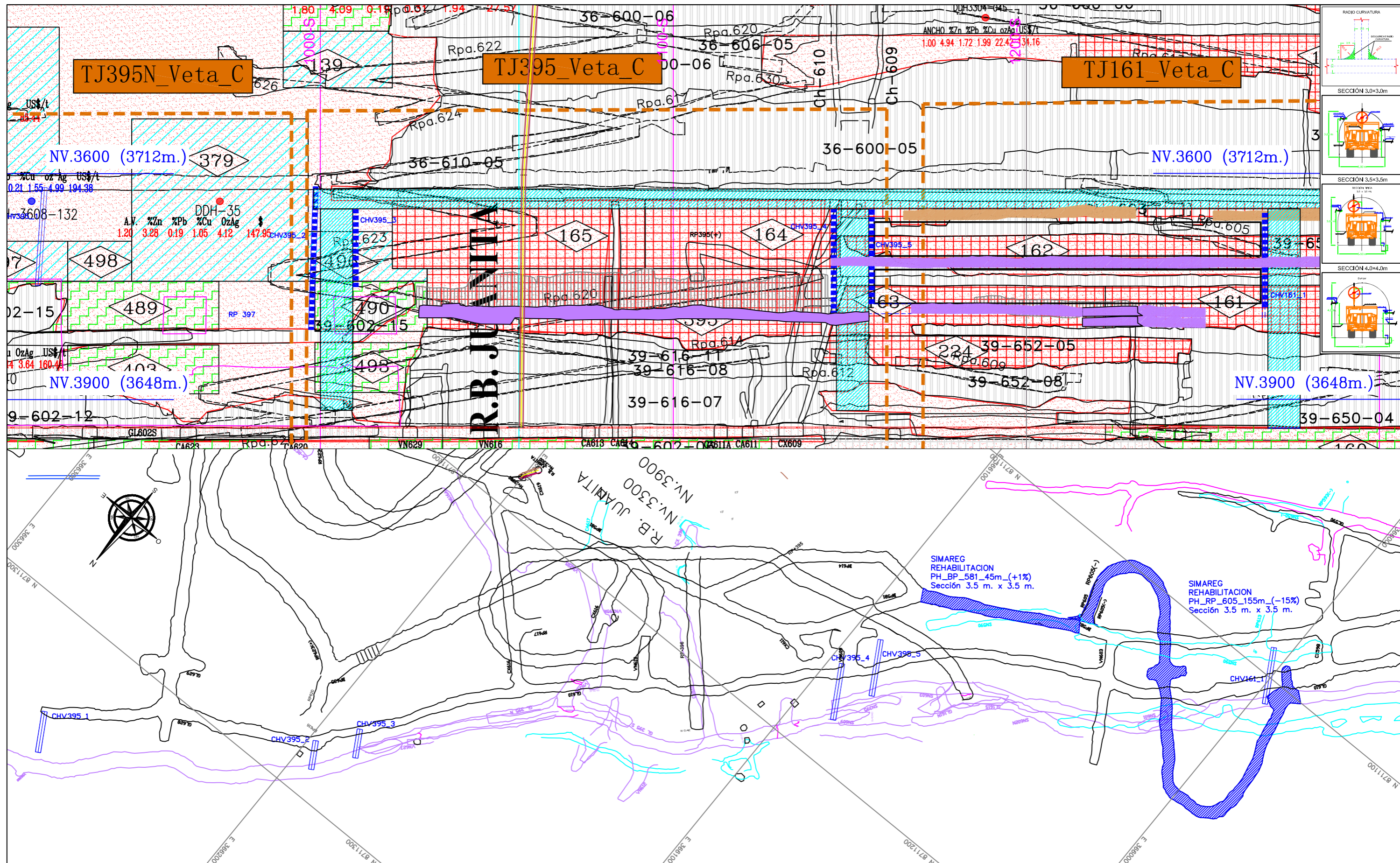
Figura 59 — Reporte de control de scoop-tramp.



Figura 60 — scoop-tramp OVERPRAM de capacidad de 1.5 yd³ para limpieza del tajo 395 de la sección V, de la zona baja.



Figura 61 — Sala de capacitación interior mina.

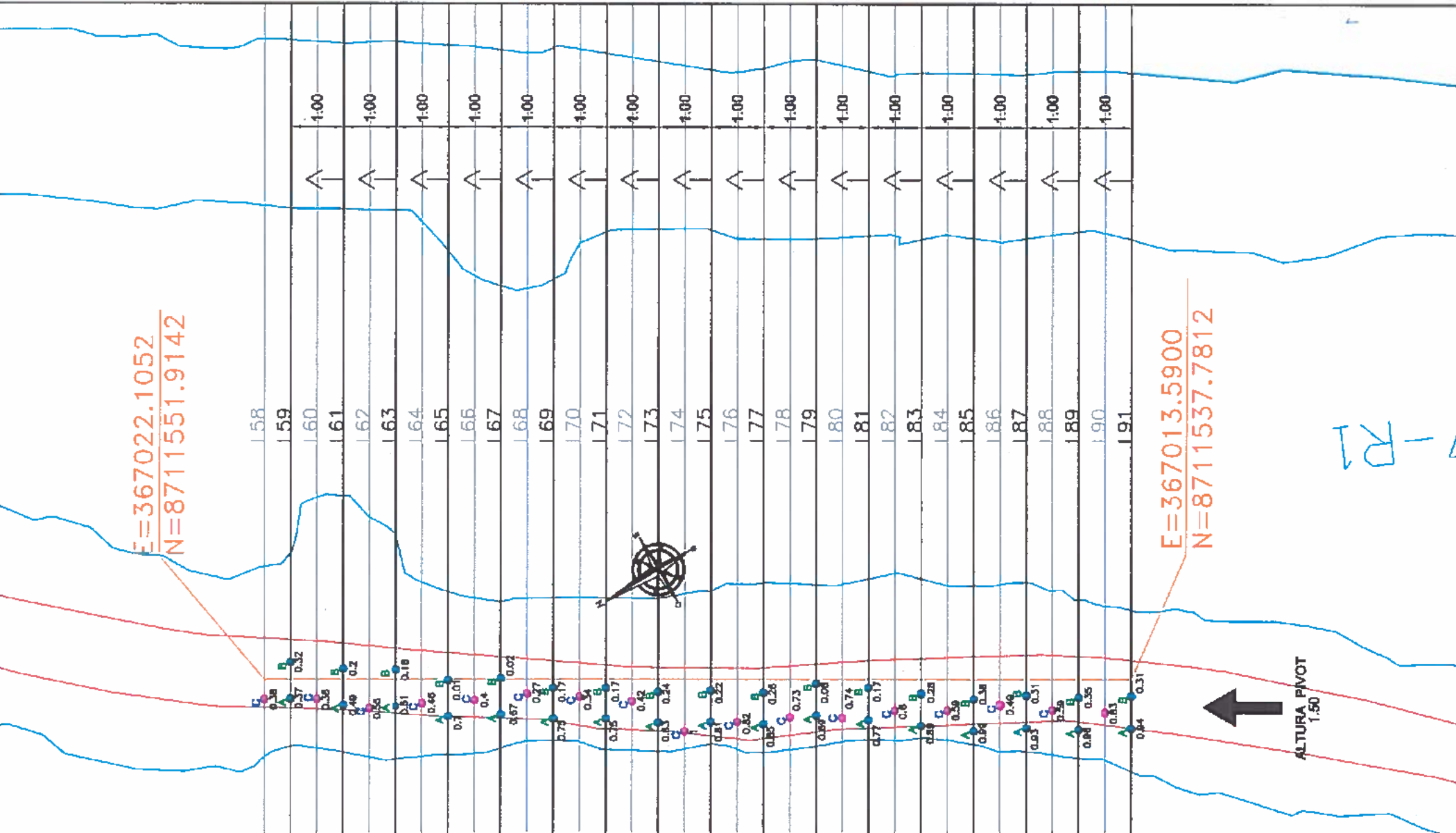





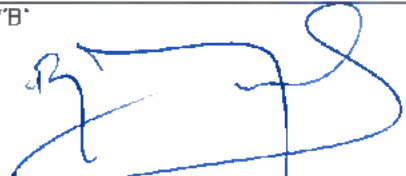
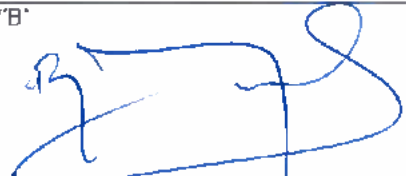
LEYENDA

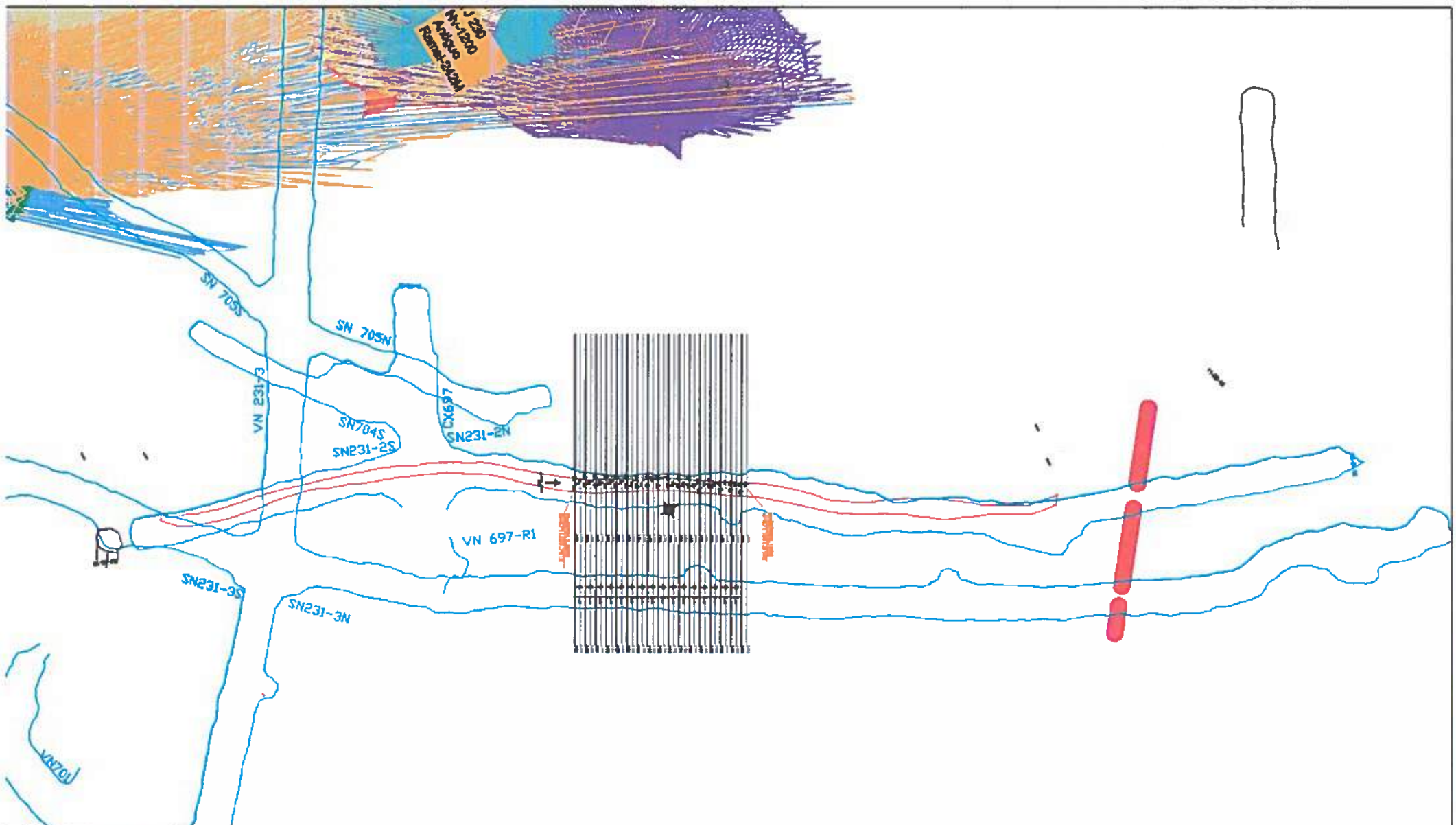
- Nivel Antiguo
- Nivel Base
- Nivel 1 (1piso)
- Nivel 2 (2piso)
- Nivel 3 (3piso)
- Contorneo Geologico
- MINADO CUERPO
- MINADO VETA
- CONTORNO GEOLOGICO
- Recurso Medido
- Recurso Indicado
- Recurso Inferido
- Prog. Preparación Horizontal
- Prog. Desarrollo Primario
- Prog. Desarrollo Exploratorio
- Proyecto Integral
- ⊗ CH. VENTILACIÓN
- ⊗ CH. ORE PASS
- RUTA ORE PASS
- AREA A MINAR





	DATOS DE LA LABOR		PLANEAMIENTO:	GEOLOGIA	MINA:
	SECCION	V	GUSTAVO SALAZAR	J. CCAMA	R. VARILLAS
	ESTRUCTURA	Veta C	V'B'	V'B'	V'B'
	NIVEL	3900			
	TAJO	TJ_395			
DISEÑO	C.SALVATIERRA	H. GARCIA			
SUPER. PLANEAMIENTO	ALAZARO	FECHA	24/07/17		
GER. OPERACIONES	A.PACHECO	ESCALA	1/1000		

P:\PLANEAMIENTO\01_PLANEAMIENTO MINA\08_2017_05_PROGRAMAS MENSUALES\08_Agosto_17\05_Sec V-VII\02_Sec_Tajos&Avances\Prog_Avance_Agosto_2017_TJ_395_Veta C.dwg - A3
 01/Aug/2017 - 07:33 pm

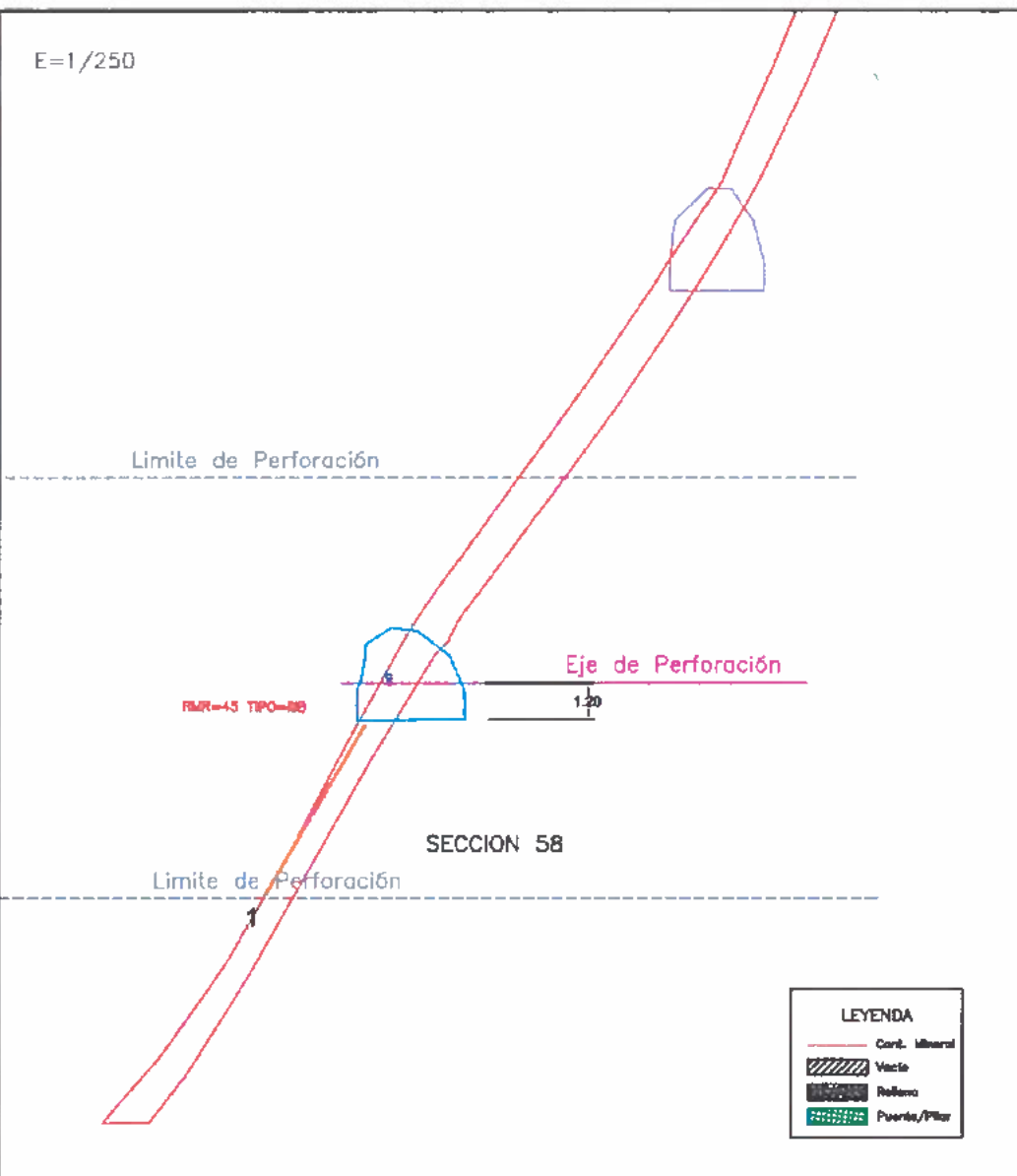


 <p>Los Quenuales</p>	DATOS DE LA LABOR		PLANEAMIENTO:		JEFE DE PLANEAMIENTO:		MINA:	
	ESTRUCTURA	-	G. ESPINOZA		G. SALAZAR		R. VARILLAS	
SECCIÓN	II	NIVEL	1000					V'B'
SECCIONES	58_91	TAJO	1575 (231)					
EQUIP. PERFORACION	MUKI	LABDR	SN231-2N					
		DISEÑO	ARR					
		FECHA	19/06/2018					
		ESCALA	1/100					



 <p>Los Quenuales</p>	DATOS DE LA LABOR		PLANEAMIENTO:	JEFE DE PLANEAMIENTO:	MINA:
	ESTRUCTURA	-	G. ESPINOZA	G. SALAZAR	R. VARILLAS
	NIVEL	1000	VB'	VB'	VB'
	TAJO	1575 (231)			
	LABOR	SNI231-2N			
SECCIÓN	II	DISEÑO	ARR		
SECCIONES	58_91	FECHA	19/06/2018		
EQUIP. PERFORACION	MIKI	ESCALA	1/500		

E=1/250



LEYENDA

- Cort. Mineral
- Vació
- Refinosa
- Puente/Filtro





SECCION 58

Tajo : 1575(231)
Nivel : 1000

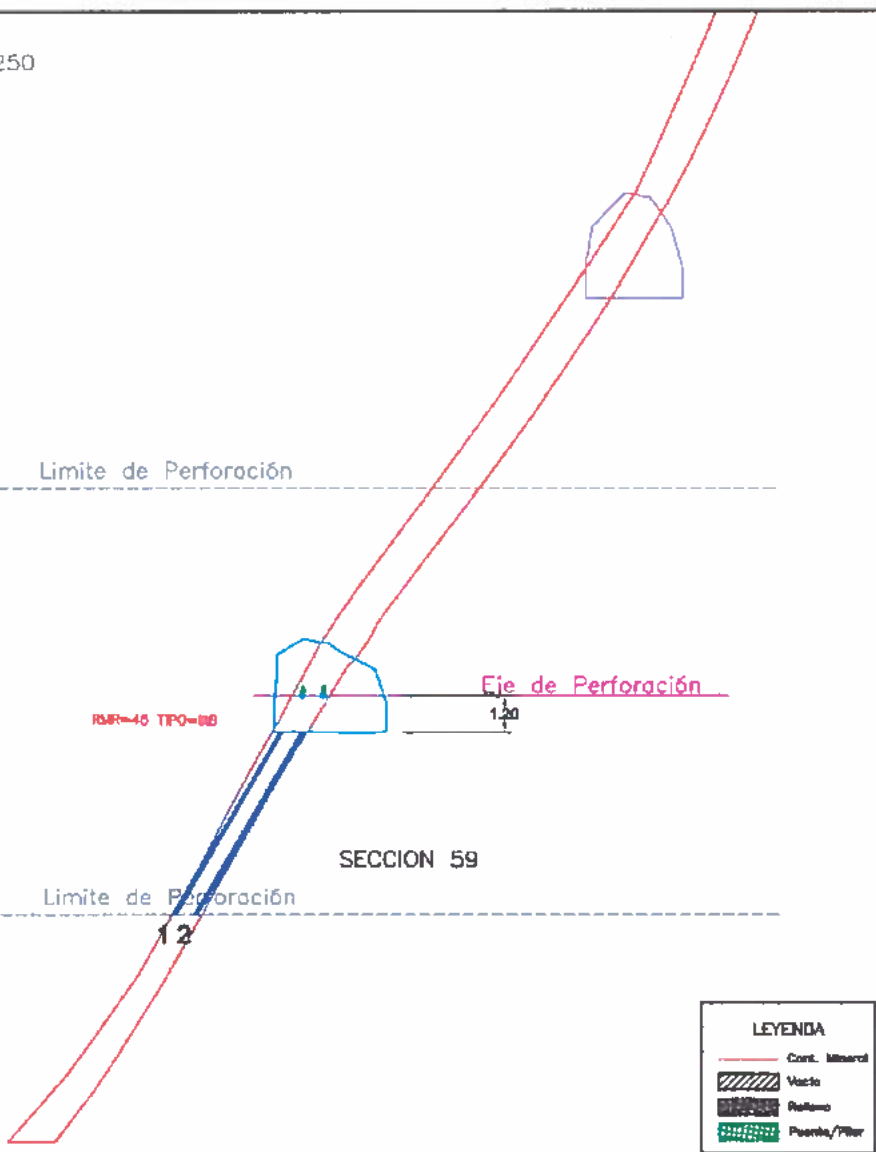
TALADRO DE ALVIO

N° Tal	DISEÑO			EJECUTADO						
	Angulo	metros	barras	Comu.	No Com.	Repase	Fecha	Operador		
1	59.5°	6.91	6.0 b							
Metros Tot.		6.91	Ton/Sec	9.5	Ton/m	1.38	Burden	0.5m	Espaciám.	0.8m

Fecha : 20/06/2018_A00

 <p>Los Quenuales</p>	DATOS DE LA LABOR		PLANEAMIENTO:	JEFE DE PLANEAMIENTO:	MINA:
	ESTRUCTURA	—	G. ESPINOZA	G. SALAZAR	R. VARILLAS
	NIVEL	1000	V'B'	V'B'	V'B'
	TAJO	231			
LABOR	SN231-2N				
SECCIÓN	II	DISEÑO	ARR		
SECCIONES	58_91	FECHA	19/06/2018		
EQUIP. PERFORACION	MUKI	ESCALA	VARIOS		

E=1/250



SECCION 59

Tajo : 1575(231)
Nivel : 1000

N° Tal	DISEÑO			EJECUTADO				
	Angulo	metros	barras	Comu.	No Com.	Repase	Fecha	Operador
1	60.0°	6.98	6.0 b					
2	60.0°	6.99	6.0 b					
Metros Tot. 13.97				Ton/Sec 9.5	Ton/m 0.68	Burden 0.5m	Espaciam. 0.8m	

Fecha : 20/06/2018_ARR



DATOS DE LA LABOR	
ESTRUCTURA	-
NIVEL	1000
TAJO	231
LABOR	SN231-2N
SECCIÓN	II
SECCIONES	58_91
EQUIP. PERFORACION	MUKI
DISEÑO	ARR
FECHA	19/06/2018
ESCALA	VARIOS

PLANEAMIENTO:
G. ESPINOZA

JEFE DE PLANEAMIENTO:
G. SALAZAR

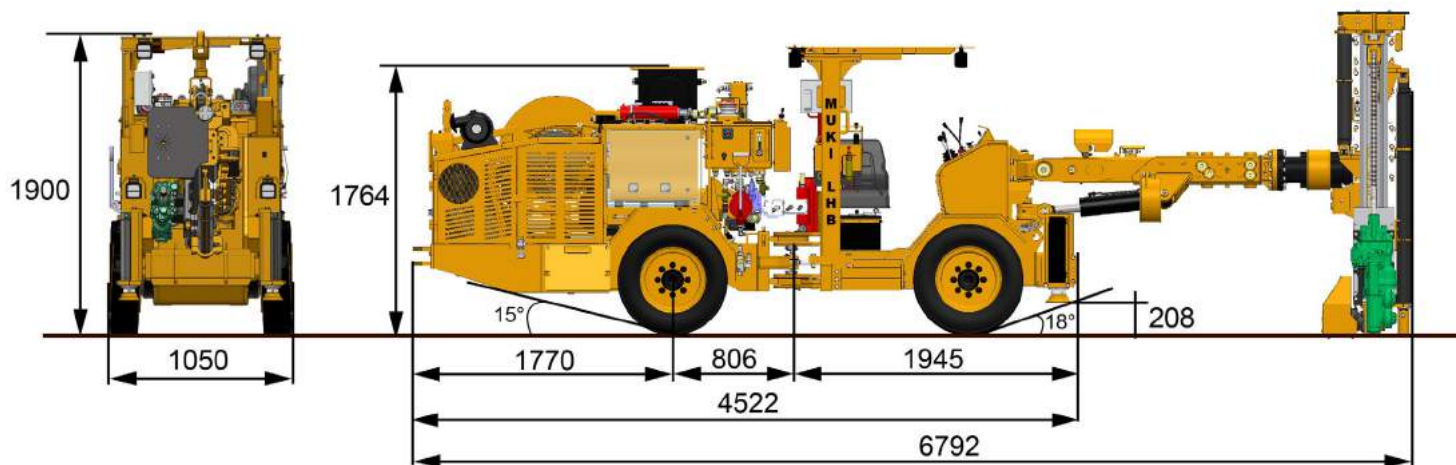
MINA:
R. VARILLAS

[Handwritten signature of G. Espinoza]

[Handwritten signature of G. Salazar]

[Handwritten signature of R. Varillas]

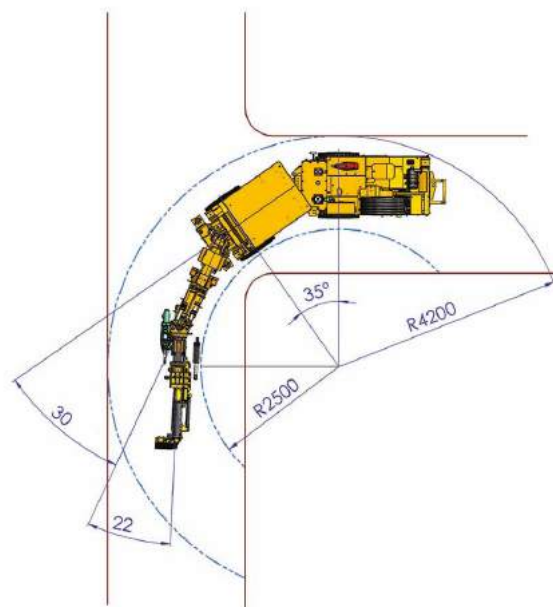
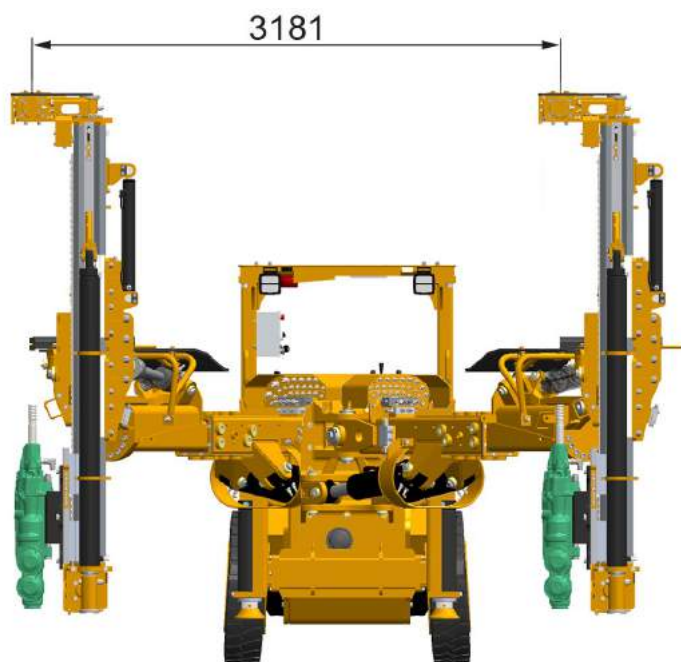
DIMENSIONES



Peso total del equipo	7,380 Kg.
-----------------------	-----------

ÁREA DE COBERTURA

GIRO DE RADIO



"APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS, PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN LA UNIDAD MINERA YAULIYACU- 2018"				
Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Indicadores
<p>Problema general</p> <p>¿En qué medida la aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas, mejorará la productividad en la Unidad Minera Yauliyacu-2018?</p>	<p>Objetivo general</p> <p>Mejorar la productividad aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad Minera Yauliyacu-2018.</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>Al aplicar el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas, influye en la productividad en la unidad minera Yauliyacu-2018.</p>	<p>Variable independiente</p> <p>Aplicación de método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas.</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Ley % Pb, %Zn • Ley de Ag • Tonelaje • Productividad • Seguridad • Geomecánica
<p>Problema específico</p> <p>¿De qué manera se optimizará el ciclo de minado en la extracción de mineral con la aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad Minera Yauliyacu-2018?</p> <p>¿Cómo reducimos el costo del consumo de aceros de perforación, explosivos y accesorios de voladura en la aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad minera Yauliyacu-2018?</p> <p>¿En qué medida reducimos el consumo excesivo de elementos de sostenimiento en la aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad Minera Yauliyacu-2018?}</p> <p>¿Cómo optimizar la producción mensual de mineral aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la unidad Yauliyacu-2018?</p>	<p>Objetivos específico</p> <p>Optimizar el ciclo de minado en la extracción de mineral con la aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad Minera Yauliyacu-2018.</p> <p>Reducir el costo del consumo de aceros de perforación, explosivos y accesorios de voladura por el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad Minera Yauliyacu-2018.</p> <p>Reducir el consumo excesivo de elementos de sostenimiento al aplicar el Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas en la Unidad Minera Yauliyacu -2018.</p> <p>Optimizar en la producción mensual de mineral aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la Unidad Minera Yauliyacu - 2018.</p>	<p>Hipótesis específico</p> <p>Con el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas se optimizó el ciclo de minado en la extracción de mineral que se encuentra en la Unidad Minera Yauliyacu-2018.</p> <p>Al aplicar el Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas se redujo el costo del consumo de aceros de perforación, explosivos y accesorios de voladura en la Unidad Minera Yauliyacu-2018.</p> <p>Aplicando el Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas se redujo el excesivo consumo de elementos de sostenimiento en la Unidad Minera Yauliyacu-2018.</p> <p>Aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas se optimizo la producción mensual de mineral en la unidad minera Yauliyacu-2018.</p>	<p>Variable dependiente</p> <p>Mejorar la productividad en la Unidad Minera Yauliyacu.</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Ciclo de minado • Costo del consumo de aceros de perforación, explosivos y accesorios de voladura • Consumo de elementos de sostenimiento • Producción mensual.