

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**"Ingeniería de detalle en la construcción de la chimenea 12A Nv.
4560 por los procesos ascendente y descendente en la Unidad
Económica Administrativa (U.E.A.) Inmaculada - 2024"**

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Jorge Luis BAEZ CALDERON

ASESOR:

Msc. Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO

AYACUCHO - PERÚ

2024

DEDICATORIA

Dedico este trabajo con profundo cariño y agradecimiento a mis padres Jorge y Celia, por su apoyo incondicional en cada etapa de mi vida, al Ing. Edmundo Campos Arzapalo, quien, como asesor de esta tesis, brindó su valiosa orientación, conocimiento y compromiso durante todo el proceso.

AGRADECIMIENTO

Expreso mi profundo agradecimiento a la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga, así como a los ingenieros docentes y al personal administrativo por la formación y el respaldo brindado durante mi etapa universitaria. De manera especial, agradezco a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por haberme recibido y acompañado a lo largo de mi formación académica.

RESUMEN

La industria minera en su etapa de preparación, desarrollo y explotación de recursos minerales, construye labores verticales inclinadas y horizontales de distintas dimensiones. Dentro de los principios de supervivencia de la concesión minera y con el propósito de mantener el ciclo de vida, el recurso mineral cada vez más profundiza buscando una mayor rentabilidad. En este propósito la calidad del medio ambiente en interior mina es primordial para su operatividad; razón por la que la U.E.A. Mina Inmaculada perteneciente a la Compañía Minera Ares S.A.C., construye chimeneas verticales con la tecnología del Raise Climber empleando la herramienta llamada equipo trepador marca Segecal modelo SEC-5.1E para proporcionar aire fresco y/o extraer aire viciado de las operaciones.

El objetivo principal es la construcción del Raise Climber 12A desde el nivel 4560 a superficie, el mismo que servirá para proporcionar aire fresco y/o extraer el aire viciado a la zona en la que se ubica la veta Angela. Esta chimenea se construirá en dos etapas, utilizando para la primera etapa la tecnología del Raise Climber en forma ascendente para el tramo más largo y la segunda etapa para el tramo más corto con la misma tecnología, pero en sentido descendente. La sección de esta labor será de 2.8 x 2.8 m y una longitud total de 122.3 m, que unirá la superficie con el Nv. 4560. En los objetivos específicos se considerarán un estudio de ingeniería de detalle para cada tipo de tramo y demostración con un estudio geomecánico para su sostenimiento, sustentabilidad y sostenibilidad en el tiempo.

La metodología del estudio es de tipo aplicativo/experimental y descriptivo, evaluando los procesos antes y después de la construcción. Aplicando cálculos, perforaciones de diamantina, logeo de testigos y estudios detallados del comportamiento del macizo rocoso. La ingeniería de detalle nos proporcionará

los resultados y las consecuencias que se deben tener para su ejecución en los tiempos previstos con una seguridad y cuidado del medio ambiente.

El proyecto y la construcción de la chimenea 12A servirá como un caso muy especial para poder plasmar en otros proyectos de similar característica.

Palabras clave: performance, chimenea, castillo, raise climber, geomecánica

ABSTRACT

The mining industry, in its preparation, development, and exploitation stages of mineral resources, constructs vertical, inclined, and horizontal workings of varying sizes. As part of the principles of mining concession survival and with the aim of maintaining the life cycle, the mineral resource is increasingly being explored in search of greater profitability. To this end, the quality of the environment inside the mine is essential for its operation; for this reason, the Inmaculada Mine, part of the Ares Mining Company S.A.C., is constructing vertical shafts with Raise Climber technology, using the Segecal SEC-5.1E model climbing equipment to provide fresh air and/or extract stale air from operations.

The main objective is to build Raise Climber 12A from the surface to level 4560, which will serve to provide fresh air and/or extract stale air to the area where the Angela vein is located. This chimney will be built in two stages, using Raise Climber technology for the first stage, ascending for the longer section, and using the same technology for the second stage, descending for the shorter section. The section of this project will be 2.8 x 2.8 m and will have a total length of 122.3 m, connecting the surface with Level 4560. The specific objectives will include a detailed engineering study for each type of section and a demonstration, along with a geomechanical study for its support, sustainability, and long-term sustainability.

The study methodology is applied/experimental and descriptive, evaluating the processes before and after construction. Calculations, diamond drilling, core logging, and detailed studies of the behavior of the rock mass will be applied. The

detailed engineering will provide us with the results and the necessary consequences for its execution within the planned timeframes, with safety and environmental protection. The project and construction of chimney 12A will serve as a very special case to be able to reflect in other projects of similar characteristics.

Keywords: performance, chimney, castle, raise climber, geomechanics

INDICE

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN.....	iv
ABSTRACT	vi
INDICE	viii
INTRODUCCIÓN	xix
CAPITULO I.....	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1 FORMULACION DEL PROBLEMA	1
1.1.1 Problema general.....	1
1.2.3 Problema específico	1
1.2 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION.....	1
1.2.1 Objetivo general	1
1.2.3 Objetivos específicos	2
CAPITULO II MARCO TEORICO	3
2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	3
2.2 BASES TEÓRICAS.....	4
2.2.1 Clasificación geomecánica.....	4
2.2.2 Perforación	18
2.2.3 Perforadoras con equipos manuales convencionales.....	25
2.2.4 Explosivos y agentes de voladura	33
2.2.5 Definición de términos.....	35
CAPITULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	38
3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN	38

3.2	NIVEL DE INVESTIGACIÓN	38
3.3	DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.....	38
3.4	POBLACION.....	38
3.5	MUESTRA.....	38
3.6	HIPOTESIS.....	39
3.6.1	Hipótesis general.....	39
3.6.2	Hipótesis específico	39
3.7	VARIABLES E INDICADORES.....	40
3.7.1	Variable dependiente.....	40
3.7.2	Variable independiente.....	40
3.8	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS	41
3.8.1	Técnicas de recolección	41
3.8.2	Instrumentos de recolección.....	42
3.9	TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE DATOS.....	42
CAPITULO IV RESULTADO Y DISCUSION.....		44
4.1	GENERALIDADES DE LA UNIDAD MINERA INMACULADA	44
4.1.1	Ubicación	44
4.1.2	Acceso.....	44
4.1.3	Geología económica.....	46
4.1.4	Geología estructural	48
4.1.5	Geología local	49
4.1.6	Mineralogía.....	50
4.2	PERFORMANCE DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DEL PROCESO DE EXCAVACIÓN FRENTE A LA EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL TRAMO DE 43.3 METROS Y 27 RMR ROCA TIPO MALA IV-B (TRAMO CORTO).	52
Método del índice de calidad		56
Secuencia de trabajo.....		60
Ingeniería civil base de winches y castillo		61

Montaje de castillos y winches	62
Excavación de pique, limpieza y sostenimiento.....	63
4.3 DESCRIPCIÓN DETALLADA DEL TRABAJO DE CAMPO EN LA EXCAVACIÓN DEL PIQUE RC12A – U.M. INMACULADA	64
Cronograma de trabajo de pique	65
Ingeniería civil – base de winches y castillo	67
Ingeniería de estructuras – castillo y sistema de izaje.....	70
Trazado, replanteo y obras civiles.....	70
Montaje de castillo y Winches	70
Excavación, limpieza y sostenimiento del pique	72
Personal en campo.....	73
4.4 OPERACIONES EN LA RC-12A	75
Datos del proyecto RC-12A	75
Trabajo del proyecto del pique.....	77
Escenario 01 caja piso y caja techo (sobre excavado)	78
Escenario 02 hastial derecho e izquierdo (sobre excavado).....	79
Escenario 03 sobre excavación relleno con relleno cementado	80
Verificación con cámara de la columna de la RC-12A.....	84
Perforacion y voladura tramo largo-roca mala IV-A	85
4.5 MEMORIA DE CALCULO - CIMENTACION DE WINCHE DE 10 TON Y 2.2 TON- INGENIERÍA DE DETALLE PARA SISTEMA DE IZAJE PROYECTO PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 UNIDAD INMACULADA	88
Losa winche - 10tn.....	88
Condiciones de diseño.....	88
Geometría.....	88
Solicitaciones	88
Análisis de estabilidad.....	89
Presiones sobre el terreno y áreas de acero de refuerzo	90

Losa Winches – 2TN.....	93
Condiciones de diseño.....	93
Geometría.....	93
Solicitaciones	93
Condiciones sísmicas de diseño.....	93
Análisis de estabilidad.....	94
Presiones sobre el terreno y áreas de acero de refuerzo	95
4.6 INGENIERÍA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA - MEMORIA DE CÁLCULO POLEAS Y EJES.....	97
Normas	97
Materiales.....	97
Arreglo general	98
Combinaciones de carga	99
Estados de carga.....	100
4.7 INGENIERÍA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA MEMORIA DE CÁLCULO CRUCETA GUIADORA	107
Normas	107
Materiales.....	108
Arreglo general	108
Combinaciones de carga	109
Estados de carga.....	109
Modelo 3D	110
4.8 INGENIERIA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA - MEMORIA DE CÁLCULO SOPORTE PARA CABLE GUIA.....	112
Normas	112
Materiales.....	112
Combinaciones de carga	113
Estados de carga.....	114

Modelo 3D	115
4.9 INGENIERÍA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA - MEMORIA DE CÁLCULO TAPÓN METÁLICO DE SEGURIDAD	117
Normas	117
Materiales.....	118
Arreglo general	118
Combinaciones de carga	118
Estados de carga.....	119
Modelo 3D	121
4.10 INGENIERÍA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA MEMORIA DE CÁLCULO CASTILLO METÁLICO	123
Normas	123
Materiales.....	123
Arreglo general	124
Combinaciones de carga	125
Estados de carga.....	126
Cargas de sismo (E)	130
Modelo 3D	131
4.11 EVALUACIÓN Y APLICACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACION, AGENTES Y ACCESORIOS DE VOLADURA USADOS EN LA COLUMNA DE PERFORACION	135
Plan de trabajo.....	135
Requisitos.....	135
4.12 MEMORIA DE CÁLCULO VIGAS SOPORTE EN LA ZONA DE REALCE INGENIERÍA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA	145
Normas	145
Materiales.....	145
Arreglo general	145
Combinación de cargas	148

Estados de carga.....	148
escenario crítico:	151
Escenario final.....	153
CONCLUSIONES	156
RECOMENDACIONES	157
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	158
ANEXOS	133

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 Procedimiento de medición del RQD	5
Figura 2 Calidad de roca en función del índice RQD	6
Figura 3 Relación entre la frecuencia del espaciado y el índice RQD	7
Figura 4 Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989) Extraído de (Gonzales de Vallejo et al., 2002).....	9
Figura 5 Gráfico general para estimar el GSI desde observaciones geológicas. Extraído de (V. Marinos, P. Marinos y E. Hoek, 2005)	17
Figura 6 Método de perforación de rocas	20
Figura 7 Taladro de diámetro pequeño	23
Figura 8 Desviaciones en el paralelismo.....	24
Figura 9 Espaciamientos irregulares entre taladros.....	24
Figura 10 Irregular longitud entre taladros	25
Figura 11 Intersección entre taladros	25
Figura 12 Equipos de perforación en minería convencional.....	28
Figura 13 Fases de la excavación y sostenimiento de la chimenea.....	29
Figura 14 Equipo Raise climber.....	30
Figura 15 Distancia hacia el proyecto.....	45
Figura 16 Coordenadas UTM U.M Inmaculada	46
Figura 17 Mineralización de la veta Ángela.	48
Figura 18 Geología estructural unidad Inmaculada.	49
Figura 19 Resultado de la evaluación por logueo en la superficie - NV 4560.....	52
Figura 20 Proyecto RC_12A Nv 4440, ubicación de la zona a evaluar.....	53
Figura 21 Resultado acumulado del logueo por tipo de roca.....	53
Figura 22 Resumen superficie-NV4560 y NV4560-NV4440.....	54
Figura 23 Distribución e incidencia del tipo de roca	55

Figura 24 Relación entre el diámetro del Raise Climber máximo sin sostenimiento y el Qr	56
Figura 25 Relación entre el diámetro de la excavación vertical & Qr (McCracken y Stacey, 1989)	57
Figura 26 Organigrama del proyecto de la instalación de un sistema de izaje	58
Figura 27 Cronograma de proyecto de la instalación de un sistema de izaje.....	59
Figura 28 Alcance operacional del pique.....	65
Figura 29 Evaluación geomecánica de la superficie al NV 4560	65
Figura 30 Estructura del castillo	69
Figura 31 Montaje del castillo.....	71
Figura 32 Proceso del montaje del castillo.....	72
Figura 33 Desatado y limpieza del pique	73
Figura 34 Organigrama del desarrollo del pique.....	74
Figura 35 Proyecto RC12A.....	77
Figura 36 Referencia gráfica del escenario 01	79
Figura 37 Referencia gráfica del escenario 02	80
Figura 38 Referencia gráfica del escenario 03	81
Figura 39 Cuadro metálico.....	82
Figura 40 Viga H.....	83
Figura 41 Cuadro metálico en la columna de la RC-23	84
Figura 42 Verificación de la columna	85
Figura 43 Malla de perforacion del tramo largo roca mala IV-A	85
Figura 45 Condiciones sismicas de diseño.....	89
Figura 46 Condiciones de sismo	90
Figura 47 Presiones sobre el terreno y áreas de acero de refuerzo (unidades de presión en gráfico: ton/m2).....	91
Figura 48 Condiciones sísmicas de diseño.....	94

Figura 49 Presiones sobre el terreno y áreas de acero de refuerzo (unidades de presión en gráfico: ton/m ²).....	95
Figura 50 Arreglo general – Polea para balde de servicios.....	98
Figura 51 Arreglo general – Polea para cable guía.....	99
Figura 52 Esquema de Carga – Polea para Balde de servicios.....	101
Figura 53 Reacciones en las chumaceras – Polea para Balde de servicios.....	102
Figura 54 Esquema de Carga – Polea para cable guía.....	103
Figura 55 Esquema de Carga – Polea para cable guía perpendicular.....	103
Figura 56 Modelo 3D – Poleas de Ø18” y Ø22”.....	104
Figura 57 Eje de Polea de Ø18”.....	104
Figura 58 Eje de Polea de Ø22”.....	105
Figura 59 Deformada – Polea Ø18”.....	105
Figura 60 Deformada – Polea Ø22”.....	106
Figura 61 Polea Ø18”.....	106
Figura 62 Polea Ø22”.....	107
Figura 63 Arreglo general – Cruceta guiadora.....	108
Figura 64 Cruceta guiadora.....	110
Figura 65 Ratios de diseño.....	111
Figura 66 Máxima deformada - combinación de carga.....	111
Figura 67 Arreglo general – Soporte para cable guía.....	113
Figura 68 Soporte para cable guía.....	115
Figura 69 Ratios de diseño.....	116
Figura 70 Máxima deformada - combinación de carga.....	117
Figura 71 Arreglo general – Tapón Metálico de Seguridad.....	118
Figura 72 Tapón de seguridad.....	121
Figura 73 Ratios de diseño.....	122

Figura 74 Máxima deformada.....	122
Figura 75 Arreglo general castillo metálico.....	124
Figura 76 Esquema de Carga – Polea para Balde de servicios	128
Figura 77 Reacciones en las chumaceras – Polea para Balde de servicios	129
Figura 78 Esquema de Carga – Polea para cable guía	130
Figura 79 Esquema de Carga – Polea para cable guía perpendicular	130
Figura 80 Modelo 3D - Castillo Metálico	131
Figura 81 Ratios de diseño.....	132
Figura 82 Máxima deformada - combinación de carga.....	132
Figura 83 Máxima deformada – Sismo X.....	133
Figura 84 Máxima deformada – Sismo Y.....	134
Figura 85 Tipo de roca de IV A	138
Figura 86 Tipo de roca de IV-B	139
Figura 87 Tipo de roca de V	139
Figura 88 Distribución de explosivos	141
Figura 89 Time contour.....	142
Figura 90 Distribución de velocidad de partícula (PPV)	143
Figura 91 Carga detonada vs. tiempo de detonación	144
Figura 92 Arreglo general – Distribución de vigas W6	146
Figura 93 Instalación de cimbras	146
Figura 94 Detalle de las cimbras	147
Figura 95 Moledo 3D-Escenario critico.....	150
Figura 96 Modelo 3D - Escenario final.....	151
Figura 97 Porcentaje de demanda-capacidad.....	152
Figura 98 Desplazamiento máximo	152
Figura 99 Porcentaje de demanda- capacidad.....	153

Figura 100 Desplazamiento máximo	154
--	-----

LISTA DE TABLAS

Tabla 1 Parámetros del Q de barton	12
Tabla 2 Diferencia de equipos manuales convencionales	26
Tabla 3 Reporte de volumen de carga desprendida RC12A	75
Tabla 4 Datos del pique previa voladura.....	140
Tabla 5 Cálculo de burden	140
Tabla 6 Factores de voladura	141

INTRODUCCIÓN

La actividad minera subterránea, en su búsqueda constante de optimizar la explotación de recursos minerales, requiere el desarrollo de labores específicas que garanticen no solo la continuidad operativa, sino también condiciones adecuadas de ventilación y seguridad en interior mina. A medida que la extracción se realiza a mayores profundidades, la calidad del ambiente subterráneo se vuelve un factor crítico para la sostenibilidad de las operaciones. En este contexto, la construcción de chimeneas mediante tecnologías especializadas cobra relevancia como parte fundamental de la infraestructura minera.

La Unidad Económica Administrativa Mina Inmaculada, perteneciente a la Compañía Minera Ares S.A.C., ha implementado la tecnología Raise Climber para la construcción de chimeneas verticales, utilizando el equipo trepador Segecal modelo SEC-5.1E. Esta tecnología permite desarrollar labores con mayor eficiencia, precisión y seguridad, además de contribuir a mejorar las condiciones de ventilación en zonas operativas estratégicas.

El presente trabajo de tesis tiene como finalidad el desarrollo del proyecto de construcción de la chimenea 12A, que conectará la superficie con el nivel 4560 y estará destinada a suministrar aire fresco o extraer aire viciado en la zona de la veta Ángela. La labor, con una sección de 2.8 x 2.8 m y una longitud de 122.3 m, se ejecutará en dos etapas: ascendente y descendente, ambas mediante Raise Climber. Para su diseño y ejecución, se realizará un estudio de ingeniería de detalle, complementado con análisis geomecánicos que sustenten su estabilidad y funcionalidad a largo plazo.

Este estudio, de enfoque aplicativo y descriptivo, permitirá evaluar las condiciones antes, durante y después de la ejecución del proyecto, brindando un

caso referencial para futuras labores similares dentro del ámbito minero subterráneo.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 FORMULACION DEL PROBLEMA

1.1.1 Problema general

¿Cómo se ejecutará la ingeniería de detalle en la construcción de la chimenea 12A, Nv. 4560 por la empresa Operaciones Seprocal S.A.C. en la U.E.A. Inmaculada-2024?

1.2.3 Problema específico

- ¿Cómo responderán las operaciones unitarias del proceso de excavación frente a la evaluación geomecánica del tramo de 122.7 metros y 31 RMR roca tipo mala IV-A (tramo largo)?
- ¿Cómo responderán las operaciones unitarias del proceso de excavación frente a la evaluación geomecánica del tramo de 97.8 metros y 27 RMR roca tipo mala IV-B (tramo corto)?
- ¿Cuál será el diseño de la malla de perforación, y qué tipos de agentes y accesorios de voladura se utilizarán en la columna de perforación en ambos tramos?
- ¿Cómo se ejecutará la operación unitaria de limpieza del escombro derribado en los distintos tramos?
- ¿Qué insumos de sostenimiento se utilizarán para la estabilidad de las paredes de la chimenea 12A Nv. 4560 en ambos tramos incluyendo la zona de falla?

1.2 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION

1.2.1 Objetivo general

- Desarrollar la ingeniería de detalle en la construcción de la chimenea 12A Nv. 4560 en la Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Inmaculada-2024.

1.2.3 Objetivos específicos

- Determinar la performance de las operaciones unitarias del proceso de excavación frente a la evaluación geomecánica del tramo de 122.7 metros y 31 RMR roca tipo mala IV-A (tramo largo).
- Determinar la performance de las operaciones unitarias del proceso de excavación frente a la evaluación geomecánica del tramo de 97.8 metros y 27 RMR roca tipo mala IV-B (tramo corto).
- Evaluar y aplicar el diseño de la malla de perforación, y qué tipos de agentes de voladura se utilizarán en la columna de perforación en ambos tramos.
- Describir la operación unitaria de limpieza del escombros derribado en los distintos tramos.
- Proponer los insumos de sostenimiento que se utilizarán para la estabilidad de las paredes de la chimenea 12A Nv. 4560 en ambos tramos incluyendo la zona de falla.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

La empresa Operaciones Seprocal S.A.C. viene construyendo labores verticales desde el año 2004 hasta la fecha para distintas empresas mineras tales como: Atacocha, El Porvenir, Huarón, Condestable, Antapite, Morococha, Lincuna, Yauricocha, Inmaculada y otros. Estas labores durante este tiempo permanecen activas y su diseño es de distintas secciones y longitudes en distintos tipos de macizos rocosos; utilizando la tecnología del Raise Climber y como herramienta principal el equipo trepador para su construcción, las mismas que utilizaron energías de hidrocarburos hasta cambiar por energía eléctrica.

Durante el tiempo de prestación de servicios como empresa contratista, Operaciones Seprocal S.A.C. ha utilizado distintos insumos para restablecer el desequilibrio provocado en la construcción de las labores verticales, con la finalidad de mantener su estabilidad, dichos insumos lo califican como labores permanentes. La optimización de costos y la reducción de tiempos improductivos están sustentados en la ingeniería propia de Operaciones Seprocal S.A.C., cumpliendo con los estándares de rentabilidad esperados por la empresa.

V. H. Yucás (2015), en su tesis titulado “Análisis geomecánico del macizo rocoso para la construcción de la chimenea Glory Hole mediante el sistema Alimak”, presentado a la Facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y Ambiental de la Universidad central del Ecuador. Concluye que en el proyecto Quinde se realizó una labor vertical inclinada de 292 metros y una sección de 3x3 metros, empleando el uso de la plataforma Alimak STH-5E, siendo económicamente más rentable en comparación a otro de tipo de tecnologías

usadas para la ejecución de chimeneas, en razón a su fácil adaptabilidad a las distintas geometrías que pueda tomar la labor, sin interrupción del laboreo por presencia de cavernas, teniéndose un control del alineamiento de manera permanente y segura.

P. Salvatierra (2010), en su tesis titulada “Análisis de inversión y operación con máquina Alimak en la mina Raúl”, presentado a la Facultad de Ingeniería de Minas Geología y Civil de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga. Concluye que la trepadora Alimak es capaz de realizar chimeneas que van desde 50 metros sin tener un límite de longitud, pudiéndose alcanzar hasta 1248 metros perforados de chimeneas en 312 días.

J. C. Navarro (2020), en su tesis titulado “Aplicación del sistema Raise Climber ascendente para optimizar el avance de construcción de chimeneas en U.M. Orcopampa-Buenaventura 2020”, presentado a la Facultad de Ingeniería de la Universidad Continental. Concluyó que aplicar el sistema del Raise Climber para realizar labores verticales, siendo en este caso un echadero conocido también como “ore pass”, el cual permite el paso del mineral de un nivel superior a uno inferior, la aplicación de este sistema permitió obtener una mayor cantidad de metros de avance frente a otros métodos convencionales, siendo de 1186 metros en total, además de ofrecer mejores estándares de seguridad.

2.2 BASES TEÓRICAS

2.2.1 Clasificación geomecánica

Hace referencia a las formaciones rocosas, al estar compuestas por partes separadas, se comportan de forma compleja. Pero para entenderlas mejor, se pueden usar métodos que las clasifican según su calidad y utilidad. Estos métodos se basan en observar directamente las rocas y hacer pruebas simples,

lo que ayuda a saber qué tan buenas son para construir cosas como túneles, taludes o para excavarlas. (Gonzales vallejo et al., 2002).

Método para el cálculo del RQD en sondajes.

Según Gonzales de Vallejo et al. (2002) El índice RQD representa la relación entre la suma de las longitudes de los fragmentos de testigo mayores a 10cm y la longitud total del tramo considerado:

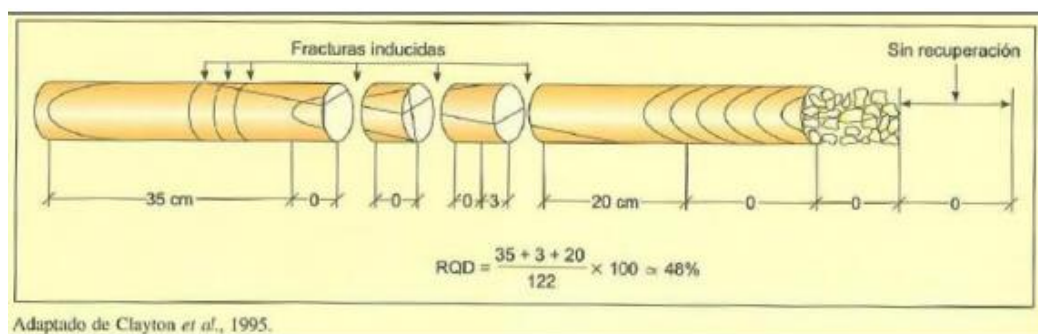
$$RQD = \frac{\sum \text{longitud de los trozos de testigo} > 10\text{cm}}{\text{Longitud total (cm)}} * 100$$

Para calcular el RQD se toman en cuenta únicamente los fragmentos de material fresco del testigo, descartando aquellos que están muy alterados (desde el grado IV en adelante), a los cuales se les asigna un RQD de 0%. La medición del RQD debe hacerse en cada tramo del sondeo o cada vez que cambie la litología, y se recomienda que cada tramo no sea mayor a 1.5 metros. Además, el diámetro mínimo del testigo debe ser de 48 mm. La longitud de cada fragmento se mide a lo largo del eje central y solo se cuentan aquellos que tengan al menos un diámetro completo.

A continuación, se muestra el procedimiento de medición del RQD y se describe la calidad de la roca en función de este índice.

Figura 1

Procedimiento de medición del RQD



Nota. Material extraído de (Gonzales de Vallejo et al., 2002)

Figura 2

Calidad de roca en función del índice RQD

RQD %	Calidad
< 25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Media
75-90	Buena
90-100	Muy buena

Nota. Material extraído de (Gonzales de Vallejo et al., 2002)

Método para el cálculo del RQD en afloramientos.

Según Gonzales de Vallejo et al. (2002) " El índice RQD puede estimarse en afloramientos a partir de correlaciones empíricas como la de Palmstrom, 1975 (en ISRM, 1981).

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 J_v \quad \text{Para } J_v > 4.5$$

$$\text{RQD} = 100 \quad \text{Para } J_v \leq 4.5$$

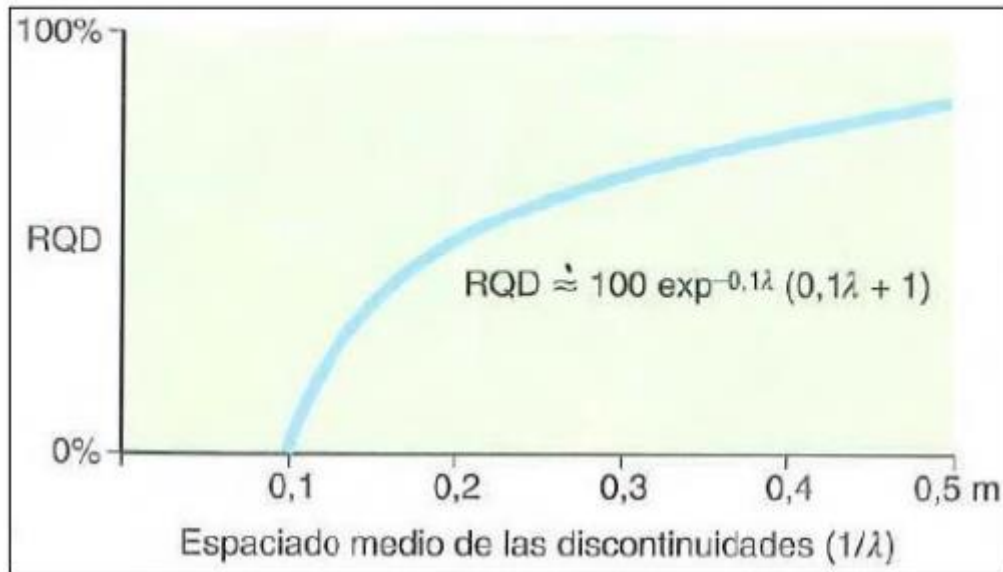
Método para el cálculo de RQD según la frecuencia de discontinuidades.

La estimación del índice RQD puede también realizarse a partir de la frecuencia de discontinuidades, λ , mediante la siguiente expresión que proporciona el valor teórico mínimo del RQD

Figura 3

Relación entre la frecuencia del espaciado y el índice RQD

$$\text{RQD} \approx 100 \exp^{-0,1\lambda} (0,1\lambda + 1)$$



Nota. Material extraído de (Gonzales de Vallejo et al., 2002)

Caracterización geomecánica según Bieniawski 1989.

La clasificación fue creada por Bieniawski en 1973 y luego fue actualizada en 1979 y 1989. Este sistema sirve para evaluar los macizos rocosos, relacionando su calidad con características geotécnicas, así como con aspectos relacionados con la excavación y el soporte en túneles. Para hacerlo, toma en cuenta varios parámetros geomecánicas.

- Resistencia uniaxial de la matriz rocosa.
- Grado de fracturación en términos del RQD.
- Espaciado de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas.

- Orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación.

La incidencia de los parámetros mencionados en el comportamiento geomecánico de un macizo se expresa por medio del índice de calidad RMR, Rock Mass Rating, varía de 0 a 100.

Para aplicar la clasificación RMR, primero se debe dividir el macizo rocoso en secciones que tengan características geológicas similares, basándose en lo que se observa directamente en el campo. En cada una de estas zonas se recolectan datos y se hacen mediciones relacionadas con las propiedades de la roca y sus fracturas. Luego, con esa información, se calcula el valor del índice RMR siguiendo el procedimiento que se muestra en la figura correspondiente.

Después de obtener las puntuaciones correspondientes a los cinco parámetros del sistema de clasificación, se hace un ajuste tomando en cuenta la orientación de las fracturas. Con eso, se llega a un valor numérico final que permite clasificar el macizo rocoso. Esta clasificación se divide en cinco categorías, cada una con un significado geotécnico específico, como se muestra en el siguiente cuadro. A cada categoría se le asigna un nivel de calidad y unas características geotécnicas determinadas.

Un macizo rocoso que se clasifica como Muy Bueno (Clase I) es una roca dura, con pocas fracturas, sin filtraciones de agua significativas y apenas afectada por la meteorización. Esto significa que es muy estable y resistente, por lo que no suele presentar problemas. Tiene una alta capacidad para soportar cargas, permite excavar taludes con pendientes pronunciadas y, en el caso de túneles, normalmente no necesita refuerzos ni medidas especiales de estabilización

Figura 4

Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989) Extraído de (Gonzales de Vallejo et al., 2002)

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORES									
Parámetros			Rangos de Valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	> 10Mpa	4-10Mpa	2-4 Mpa	1-2 Mpa	Para este rango bajo es preferible el ensayo de compresión uniaxial		
		Resistencia compresiva uniaxial	>250Mpa	100-250Mpa	50-100 Mpa	25-50 Mpa	5 – 25 Mpa	1- 5Mpa	< 1 Mpa
Valoración			15	12	7	4	2	1	0
2	Calidad testigo de perforación RQD		90% - 100%	75%-90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de discontinuidades		> 2m	0.6-2 m	0.2 - 0.6 m	60-200 mm	< 60 mm		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Condición de las discontinuidades		Superficie muy rugosas No continuas Cerradas sin apertura Paredes rocosas sanas	Superficies ligeran rugosas Apertura < 1mm Paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeran rugosas Apertura < 1mm Paredes altamente intemperizadas	Espejo de falla o panizo <5mm de espesor o apertura de 1-5mm juntas continuas	Parrizo suave >5mm de espesor o apertura > 5mm Juntas continuas		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Flujo por 10m de longitud de túnel (1m)	Ninguno	< 10	10-25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua/ o principal máximo	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
	Condición general		Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
	Valoración		15	10	7	4	0		

B. AJUSTE DE LA VALORIZACIÓN POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES (VER F)						
Orientaciones rumbo y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
VALORIZACIONES	Túneles & minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	
C. CLASES DE MASA ROCOSA DETERMINADAS POR LAS VALORIZACIONES TOTALES						
Valoración	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	< 21	
Numero de Clase	I	II	III	IV	V	
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca Regular	Roca mala	Roca muy mala	
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCAS						
Numero de clases	I	II	III	IV	V	
Tiempo de auto sostenimiento	20 años span 15m	1 año span 10m	1 semana span 5m	10 Hrs span 2.5m	30 minutos span 1m	
Cohesión de la masa rocosa KPa	> 400	300 – 400	200 – 300	100 – 200	< 100	
Angulo de fricción de masa rocosa	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°	
E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES						
Longitud de discontinuidades-persistencia	< 1m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m	
Valoración	6	4	2	1	0	
Separación (apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1 – 1 mm	1 – 5 mm	> 5 mm	
Valoración	6	5	4	1	0	
Rugosidad	Muy rugoso	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Espejo de falla	
Valoración	6	5	3	1	0	
Relleno (panizo)	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro > 5mm	Relleno suave <5mm	Relleno suave > 5mm	
Valoración	6	4	2	1	0	
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperizada	Descompuesta	
Valoración	6	5	3	1	0	
F. EFECTO DE LA ORIENTACION RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELERIA **						
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel			
Avance con el buzam. Buzam 45-90°	Avance con el buzam. Buzam. 20 – 45°		Buzamiento 45 – 90°	Buzamiento 20 – 45°		
Muy favorable	Favorable		Muy favorable	Moderado		
Avance contra el buzam. Buzam. 45-90°	Avance contra el buzam. Buzam 20 – 45°		Buzamiento 0 – 20° independiente del rumbo			
Moderado (regular)	Desfavorable		Moderado			

* Algunas condiciones son mutuamente excluyentes. Por ejemplo, si el relleno está presente, la rugosidad de la superficie será dominada por la influencia del panizo. En tales casos usa A4 directamente.

** Modificado por Wickman et. Al (1972)

CLASIFICACIÓN SEGÚN RMR

RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	<20
CLASE	I	II	III	IV	V
TIPO	Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala

NUEVA CLASIFICACIÓN

RMR	MODIFICADO		BIENIAWSKI ORIGINAL	
	CLASE	DENOMINACIÓN	DENOMINACIÓN	CLASE
100	I a	EXCELENTE	MUY BUENA	I
90	I b	MUY BUENA		
80	II a	BUENA MUY BUENA	BUENA	II
70	II b	BUENA A MEDIA		
60	III a	MEDIA A BUENA	MEDIA	III
50	III b	MEDIA A MALA		
40	IV a	MALA A MEDIA	MALA	IV
30	IV b	MALA A MUY MALA		
20	V a	MUY MALA	MUY MALA	V
10	V b	PESIMA		

Caracterización geotécnica Q.

Desarrollada por Barton, Lien y Lunde en 1974, Este sistema de clasificación se desarrolló a partir del análisis de muchos túneles y sirve para evaluar macizos rocosos. Permite estimar sus características geotécnicas y diseñar los sistemas de soporte necesarios para túneles y cavernas subterráneas. El Índice Q se calcula usando una fórmula que considera seis parámetros, los cuales se evalúan numéricamente:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

J_n = índice de diaclasado o número de familias que indica el grado de fracturación del macizo rocoso.

J_r = índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas.

Ja = índice que indica la alteración de las discontinuidades.

Jw = coeficiente reductor por la presencia de agua.

SRF (Stress Reducción Factor) = coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional del macizo rocoso.

Los tres factores de la expresión representan:

(RQD/Jn): el tamaño de los bloques.

(Jr/Ja): la resistencia al corte entre los bloques.

(Jw/SRF): la influencia del estado tensional.

En el siguiente cuadro se indican los criterios de valoración de estos parámetros.

El índice Q obtenido a partir de ellos varía entre 0.001 y 1000, con la siguiente clasificación del macizo rocoso:

- 0,00 y 0,01: Roca excepcionalmente mala
- 0,01 y 0,1: Roca extremadamente mala
- 0,1 y 1: Roca muy mala
- 1 y 4: Roca mala
- 4 y 10: Roca media
- 10 y 40: Roca buena
- 40 y 100: Roca muy buena
- 100 y 400: Roca extremadamente buena
- 400 y 1.000: Roca excepcionalmente buena

Tabla 1

Parámetros del Q de Barton

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
1. INDICE DE CALIDAD DE ROCA	RQD (%)	
A. Muy mala	0-25	1. Cuando se obtienen valores del RQD inferiores o iguales a 10, se toma un valor de 10 para calcular el índice Q. 2. Los intervalos de 5 unidades para el RQD, es decir, 100, 95, 90 etc., tienen suficiente precisión.
B. Mala	25-50	
C. Regular	50-75	
D. Buena	75-90	
E. Excelente	90-100	
2. NUMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS	Jn	NOTAS
A. Masivo o con pocas juntas	0.5-1.0	1. En intersecciones de túneles se utiliza la expresión $(3.0 \times Jn)$ 2. En las bocaminas de los túneles se utiliza la expresión $(2.0 \times Jn)$
B. Una familia de juntas	2	
C. Una familia de juntas + una aislada	3	
D. Dos familias de juntas	4	
E. Dos familias de juntas + una aislada	6	
F. Tres familias de juntas	9	
G. Tres familias y algunas juntas aleatorias	12	
H. Cuatro familias, juntas aleatorias, roca muy fracturada, roca en terrones, etc.	15	
I. Roca triturada, terrosa.	20	

3. RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS		Jr		
a) Contacto con las paredes			1. Las descripciones se refieren a caracterizaciones a pequeña escala y a escala intermedia, por este orden.	
b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm				
A.	Juntas sin continuidad	4		
B.	Rugosa e irregulares, onduladas	3		
C.	Lisa, ondulantes	2		
D.	Pulidas, ondulantes	1.5		
E.	Rugosas o irregulares, planares	1.5		
F.	Lisas, planares	1.0		
G.	Pulidas, planares	0.5		
c) Sin contacto con roca después de corte de 10 cm			1. Si el espaciado de la principal familia de discontinuidades es superior a 3m, se debe aumentar el inde Jr, en una unidad. 2. En el caso de diaclasas planas perfectamente lisas que presenten lineaciones, y que dichas lineaciones estén orientadas según la dirección de mínima resistencia, se puede utilizar el valor Jr=0,5.	
H.	Zonas que contienen minerales arcillosos, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0		
I.	Zona arenosa, gravosa o de roca triturada, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0		
4. ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS		Ja	ϕ_r , grados aproximadamente	
a) Contacto con las paredes de roca			1. Los valores de ϕ_r , ángulo de fricción residual, dan una guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si éstos están presentes.	
A.	Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable.	0.75		
B.	Paredes de juntas inalteradas, sólo con manchas de oxidación.	1.0		(25°-30°)
C.	Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa.	2.0		(25°-30°)
D.	Recubrimientos limosos o arenoso-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable).	3.0		(20°-25°)
E.	Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea kaolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento discontinuo de 1-2 mm de espesor menos)	4.0		(8°-16°)

b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm	Ja	φ_r	NOTAS
F. Partículas arenosas, roca desintegrada, sin arcilla, etc.	4.0	(25°-30°)	
G. Rellenos de minerales arcillosos muy sobreconsolidados e inablandables (continuos <5 mm de espesor)	6.0	(16°-24°)	
H. Rellenos de minerales arcillosos de sobreconsolidación media a baja (continuos <5 mm de espesor)	8.0	(12°-16°)	
I. Rellenos de arcilla expansiva, o sea montmorillonita (continuos <5 mm de espesor). El valor Ja depende del porcentaje de partículas expansivas del tamaño de arcilla y del acceso al agua.	8.0-12.0	(6°-12°)	
c) Sin contacto de las paredes después del corte	Ja	φ_r	NOTAS
J. Zonas o capas de roca desintegrada o triturada y	6.0		
K. arcilla (ver G, H e I para las condiciones de la	8.0		
L. arcilla)	8.0-12.0	(6°-24°)	
M. Zonas o capas de arcilla limosa o arenosa, pequeña fracción de arcilla (inablandable).	5.0		
N. Zonas o capas gruesas y continuas de arcilla.	10.0-13.0		
O. (ver G, H, I para las condiciones de la arcilla)	6.0-24.0		

Nota:
Los valores expresados para los parámetros Jr y Ja de aplican a las familias de diaclasas que son menos favorables con relación a la estabilidad, tanto por la orientación de las mismas como por su resistencia al corte (esta resistencia puede evaluarse mediante la expresión: $T \sim \sigma_n \operatorname{tg}^{-1}(Jr/Ja)$).

5. REDUCCIÓN PORAGUA EN LAS JUNTAS	Jw	Presión aproximada del Agua (Kgf/cm ²)	
A. Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min localmente)	1.0	<1.0	Nota: 1. Los factores C hasta F son estimaciones imprecisas. Aumentar Jw, si se instala drenaje. 2. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.
B. Flujo presión medios, con lavado ocasional de los rellenos.	0.66	1.0-2.5	
C. Gran flujo o presión alta en roca competente con junta sin relleno.	0.5	2.5-10.0	
D. Gran flujo o presión alta, lavado considerable de los rellenos.	0.33	2.5-10.0	
E. Flujo presión excepcionalmente altos con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.	0.2-0.1	>10	
F. Flujo presión excepcionalmente altos en todo momento.	0.1-0.05	>10	

6. FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS	SRF	NOTAS
a) Zonas de debilidad que intersectan la excavación y pueden ser las causas de que el macizo se desestabilice se construya el túnel.		
A. Múltiples zonas de debilidad con contenido de arcilla o roca químicamente desintegrada; roca circundante muy suelta (cualquier profundidad).	10.0	
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación <50m).	5.0	
C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m).	2.5	1. Reducir estos valores del SRF en un 25-50%, si las zonas de corte relevantes influyen pero no intersectan la excavación.
D. Múltiples zonas de corte en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad).	7.5	
E. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación <50m).	5.0	
F. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación >50m)	2.5	
G. Juntas abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad)	5.0	

b) Roca competente, problemas de esfuerzos	σ_2/σ_1	σ_3/σ_1	SRF	NOTAS
A. Esfuerzo bajo, cerca de la superficie.	>200	>13	2.5	2. Para un campo de tensiones muy anisotrópico (si es medido): cuando $5U\sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c a $0.8\sigma_c$ y σ_t a $0.8\sigma_t$ donde: σ_c = resistencia a la compresión sin confinar σ_t = resistencia a la tracción (carga puntual) σ_1 y σ_3 = esfuerzos principales mayor y menor.
B. Esfuerzo medio	200-10	13-0.66	1.0	
C. Esfuerzo elevado, estructura muy cerrada, generalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de las paredes.	10-5	0.66-0.33	0.5-2	
D. Estallido de roca moderado (roca masiva)	5-2.5	0.33-0.16	5-10	
E. Estallido de roca intenso (roca masiva).	<<2.5	<<0.16	10-20	
c) Roca compresiva, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de presiones altas de roca.				NOTAS
A. Presión moderada de roca extrusiva	5-10			3. Hay pocos registros de casos donde la profundidad del techo debajo de la superficie sea menor que el ancho. Se sugiere que se incremente el SRF de 2.5 a 5 para esos casos (ver H).
B. Presión alta de roca extrusiva	10-20			
d) Roca expansiva, acción química expansiva, dependiendo de la presencia de agua				
A. Presión moderada de roca expansiva	5-10			
B. Presión alta de roca expansiva.	10-15			

Índice geológico de resistencia (GSI).

Hoek et al. 1992 (Como se citó en V. Marinos, P. Marinos y E. Hoek, 2005), nos comenta que: “Esta nueva clasificación ahora llamada GSI, comenzó su vida en Toronto con la aportación de ingeniería geológica de David Wood.”

El índice y su aplicación para el criterio de falla de Hoek y Brown fueron ampliados por Hoek en 1994, Hoek y otros en 1995, y Hoek y Brown en 1997, aunque seguía siendo un sistema enfocado en rocas duras, similar al RMR. A partir de 1998, Evert Hoek y Paul Marinos, al enfrentar materiales complicados en túneles en Grecia, desarrollaron el sistema GSI, que permitió incluir también macizos rocosos de baja calidad.

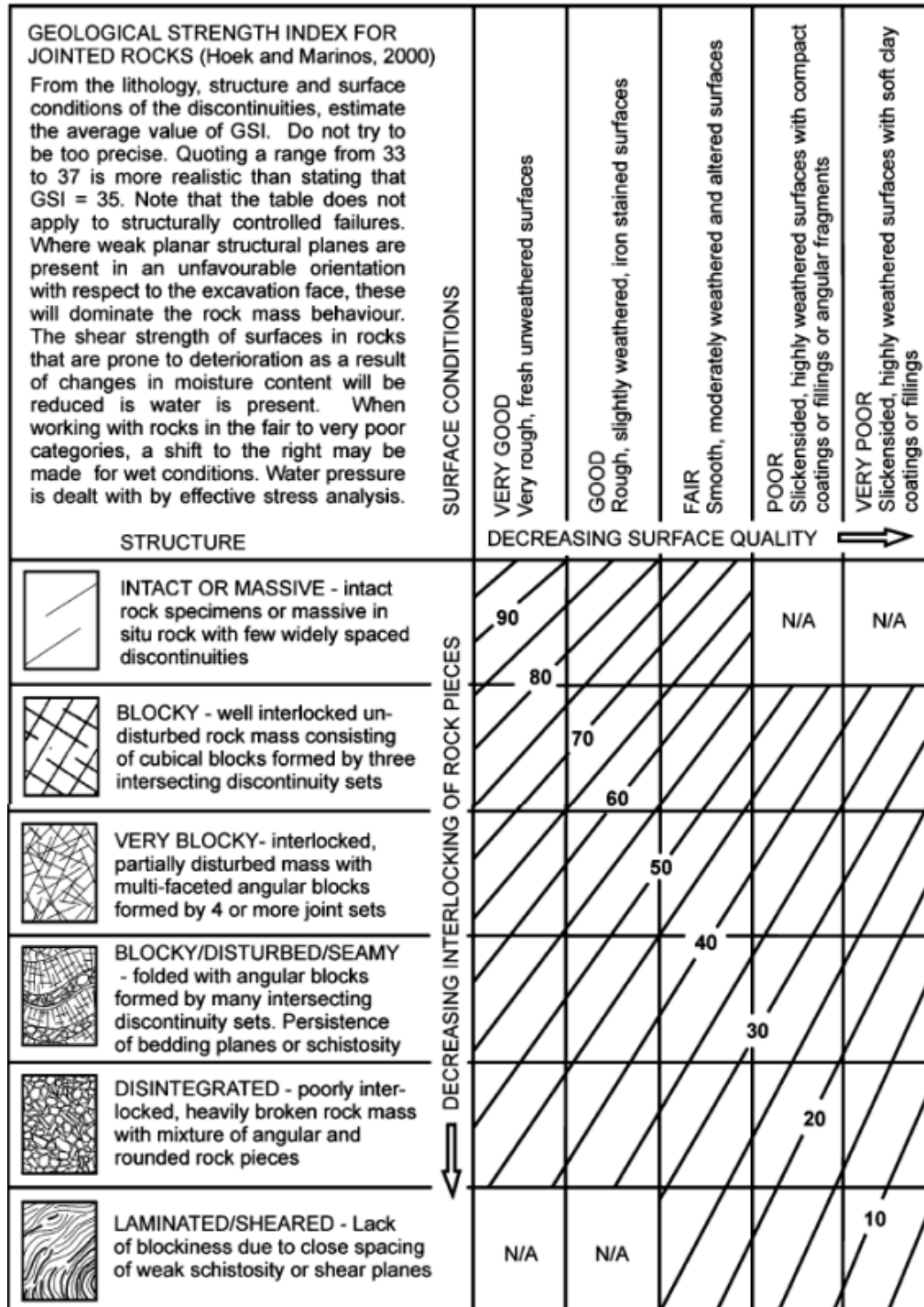
El índice se utiliza junto con valores específicos de la resistencia a la compresión sin confinamiento de la roca intacta (σ_{ci}) y una constante petrográfica (m_i), para calcular las propiedades mecánicas del macizo rocoso, especialmente su resistencia a la compresión (σ_{cm}) y su módulo de deformación (E).

Según Gonzales de Vallejo et al. (2002), el valor de GSI igual a 25 es elegido de forma arbitraria. Para macizos con GSI mayor a 25, que corresponden a una calidad de media a muy buena, este índice puede calcularse a partir del RMR usando una correlación específica. En estos casos, se asigna un valor de 15 para las condiciones de agua del macizo y un valor de 0 para el ajuste relacionado con la orientación de las fracturas.

$$GSI = RMR(89) - 5$$

Figura 5

Gráfico general para estimar el GSI desde observaciones geológicas. Extraído de (V. Marinos, P. Marinos y E. Hoek, 2005)



2.2.2 Perforación

La perforación de rocas es la primera actividad relacionada a la voladura, consiste en la realización de orificios cilíndricos en la roca llamados taladros, donde estas pueden almacenar explosivos y otros accesorios como barrenos (Wang, Reng, Hungertford, Tu y Aziz, 2012). Este procedimiento está basado en el principio mecánico de rotación y percusión generando golpes, fricción, astillamiento y trituración de la roca hasta la profundidad que nos permita el barreno. Esta actividad se realiza en diferentes puntos que abarca el diámetro de avance. Existe mayor eficiencia cuando mayor es el avance a un menor costo (Francia, 2010).

El avance de la perforación dependerá mayormente de la dureza y abrasividad de los diversos tipos de roca, o sea si la roca es blanda se avanza más en la perforación, pero si la roca es resistente, esta requerirá mayor compresión, fuerza y torque (Francia, 2010).

La perforación se basa en realizar golpes continuos con filos cortantes en un extremo de mayor dureza de la roca, y el otro extremo es golpeado y girado en forma continua, así, cada golpe genera un corte en la roca, pero en una posición diferente, como resultado final será la perforación de un taladro cuyo diámetro es igual al diámetro del filo cortante usado (López-Jimeno y García-Bermúdez, 2003)

Perforadoras manuales.

El martillo es accionado por aire comprimido, para taladros pequeños que varían de 25mm – 50mm de diámetro para trabajos horizontales o hacia el piso, existiendo modelos como Jack-leg (Perforación Horizontal), Stoper (Perforación chimenea) y Jack-Hammer (perforación pique) para estas perforadoras se usan

barrenos de acero integrales terminados en broca fija de tipo cincel, o barrenos con broca acoplable. (Cordova, 2024)

Perforadoras mecanizadas.

Son de percusión y percusión/rotación, montadas en chasis sobre ruedas y orugas para diámetros hasta 150mm (6") y 20 metros de profundidad, como el WagonDrill TrackDrill y Jumbos neumáticos o hidráulicos que usan barrenos acoplables con brocas que pueden ser intercambiables. Una perforadora hidráulica lo compone los mismos elementos constructivos que una neumática, estos equipos tienen una velocidad de penetración tres veces más rápidas que estas últimas (Cordova, 2024)

Perforación con martillo en fondo.

Lleva el nombre de martillo en fondo cuando el golpe va directo sobre la broca, este sistema, reduce sustancialmente la desviación del taladro. Generalmente de grandes dimensiones para uso en tajos abiertos montados sobre un camión o sobre orugas con traslación propia y con un motor independiente rotatorio y la perforación por presión (Pulldown o presión de barra) con brocas rotatorias tricónicas de 6" a 15" de diámetro.

En las minas subterráneas existe estos equipos con diámetros de perforación de 3" de diámetro, se usa para la perforación de taladros largos, método de explotación Sub Level Stopping. (Lopez-Jimeno y García-Bermúdez, 2003).

Figura 6

Método de perforación de rocas



Nota. Material extraído del Instituto Geológico y Minero de España, 2015.

Accesorios de perforación.

- **Brocas:** Son herramientas que cortan, la mayoría es de acero, lo que los hace resistentes al impacto, están reforzados en sus filos con insertos o botones de material duro resistentes a la abrasión (Carburo de tungsteno) (Lopez-Jimeno, 1980).
- **Barras o barrenos:** Son varillas o tubos de acero que son acoplables que transmiten el impacto del martillo a la broca, se ubica en uno de sus extremos, las barras tienen forma tubular, hexagonal, rígidas y entre otras, su acoplamiento de rosca corrida, cono roscado, cono de embone liso y entre otras (López-Jimeno, 1980).

Condiciones de perforación.

El equipo de perforación y el explosivo son muy importantes para realizar una voladura eficiente, por ende, este trabajo debe ser rigurosamente analizada, sin embargo, la supervisión hacia la perforación no es muy controlada en diferentes

minas, esto ocasiona deficiencias en la calidad de trabajo como taladros desviados, mal espaciado, longitud irregular y entre otros, que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible. Generalmente la calidad de los taladros se rige en 4 condiciones: Diámetro, longitud, rectitud y estabilidad (López-Jimeno 1980)

- **Diámetro:** Esto depende del uso del taladro, y se debe tener en cuenta la siguiente regla: “menor diámetro factible” y saber el más adecuado y económico de realizar.
- **Longitud:** influye en la capacidad del equipo y también en el avance de disparo (profundidad del taladro).
- **Rectitud:** Depende del tipo de roca, método de perforación y características del equipo. Debe tener mayor rectitud y alineación para que el explosivo sea adecuadamente distribuido en la mayoría de arranques, de perforación el paralelismo entre taladros también es importante para la interacción de cargas explosivas en la voladura.
- **Estabilidad:** Los taladros deben estar abiertos hasta hacer uso de ellos. En los terrenos sueltos se desmorona, entonces es necesario revestirlo internamente con tubos especiales para poder cargar, se puede aplicar técnicas de revestimiento como arcillas especiales como la bentonita.

Avance lineal.

Lo que se puede lograr con una voladura depende bastante de la habilidad del perforista y de qué tan bien paralelos estén los taladros. En algunos casos, el avance está limitado por el ancho del frente, o sea, por el ancho de la rampa, galería o crucero. En otras palabras, la profundidad máxima que se puede volar de una sola vez estará determinada por ese ancho. Esta regla aplica cuando se hacen arranques tipo "Cuña" o en "V". Por eso, en muchas minas ya ni se usan

esos diseños o trazos, porque no resultan tan eficientes. Además, el avance también está influenciado por otros factores (Lopez-Jimeno, 1987).

- **Dureza de la roca:** Si la roca es muy dura la profundidad del taladro tendrá un límite, pero se puede usar explosivos de alto poder rompedor en cantidad necesaria para lograr buenos avances.
- **Fracturas:** La presencia de fracturas influye en el avance de una labor, si la carga explosiva se ubica entre las discontinuidades, puede haber escapes de gases, entonces se sitúa la carga antes o después de las fracturas, primero se debe medir la profundidad de los talador, los taladros serán hechos a escuadra con las fracturas, y en el carguío se usa tacos inertes, o sea hechos de arcilla para evitar las fugas de gases.

Tiempo Disponible: Para culminar con la perforación de un taladro con cierta longitud, tiene una importante participación la eficiencia del equipo y eficacia del operador perforista.

Perforación secundaria.

Este tipo de perforaciones aparecen cuando, después de una voladura, la fragmentación de la roca no es buena, ya sea por fallas en los disparos o por fisuras naturales en la roca. Son perforaciones peligrosas y costosas, y además suelen causar demoras en el trabajo.

Para eliminar estos bancos se usan perforaciones cortas, de entre 2 y 4 pies, conocidas como "cachorros", donde se coloca el explosivo. Otra forma es aplicar explosivo directamente sobre la superficie de la falla, lo que se conoce como "plasta", dependiendo del tamaño del banco. (López-Jimeno, 1998).

Errores y defectos en la perforación.

La perforación se debe realizar en el menor tiempo posible y con una alta calidad de acabado. Evitando que el mineral se quede en cajas o que se diluya por

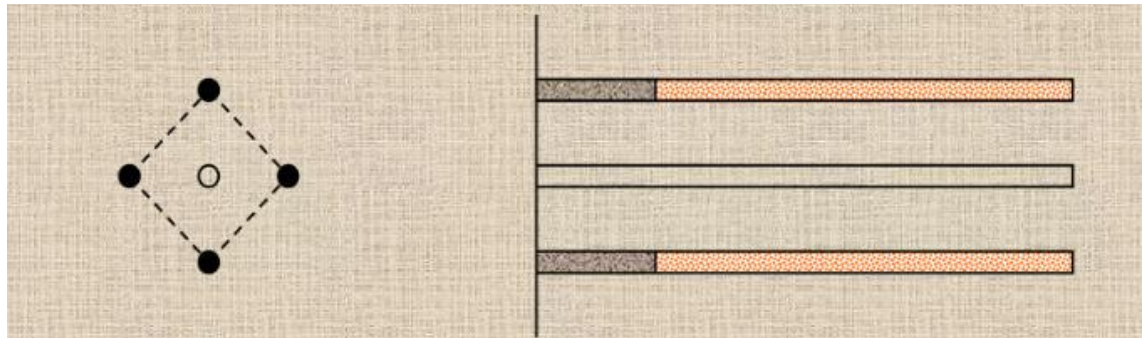
deficiente perforación. Las labores de desarrollo deben tener un avance del 95% de longitud perforada, caso contrario no es un trabajo eficiente.

El perforista debe tener en cuenta su capacitación, buscando alcanzar la mayor efectividad, flexible al cambio permanente, participar en grupos de mejoramiento continuo EXSA (2004). "Manual práctico de voladura de rocas".

- **Taladro de alivio de diámetro muy pequeño:** Errores significativos que afecta el arranque del disparo

Figura 7

Taladro de diámetro pequeño

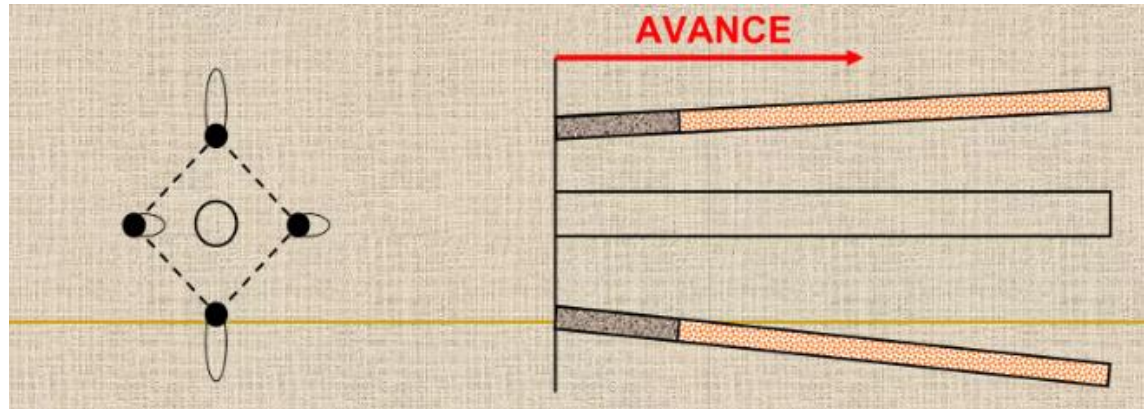


Nota. Figura extraída de EXSA (2019)

- **Desviaciones en el paralelismo:** Cuando el burden no es uniforme, es mayor al fondo, lo que altera el fracturamiento y el avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.

Figura 8

Desviaciones en el paralelismo

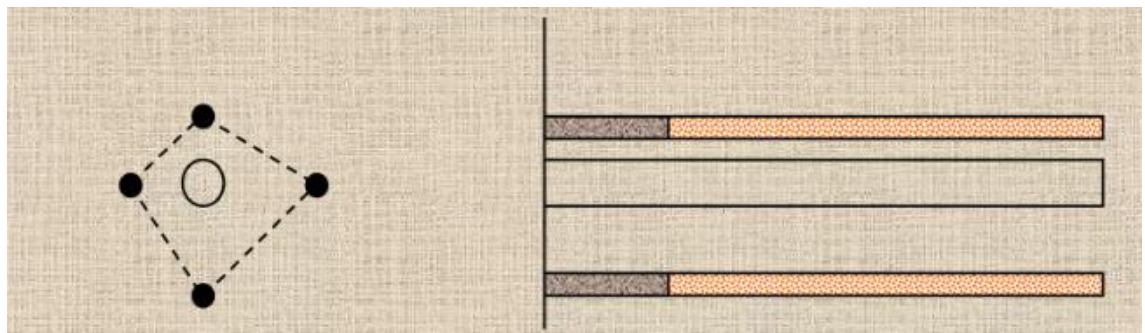


Nota. Figura extraída de EXSA (2019)

- **Espaciamientos irregulares entre taladros:** Propician fragmentación gruesa o soplo de explosivo.

Figura 9

Espaciamientos irregulares entre taladros

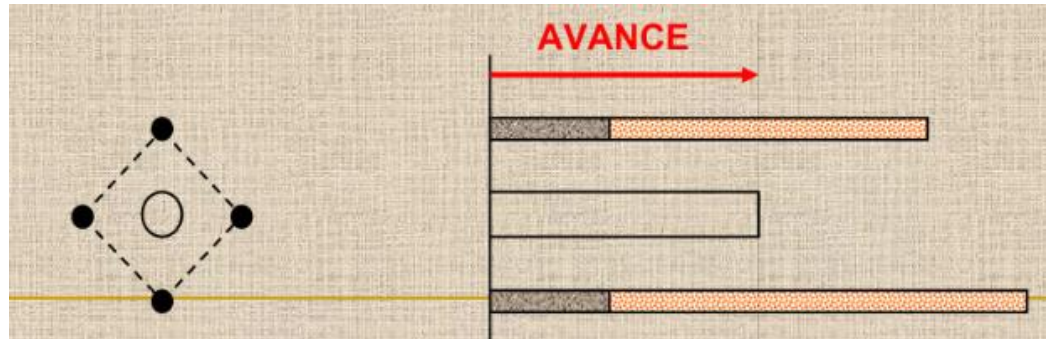


Nota. Figura extraída de EXSA (2019)

- **Irregular longitud entre taladros:** Altera el avance (específicamente si el alivio es corto) también determina una nueva cara muy irregular.

Figura 10

Irregular longitud entre taladros

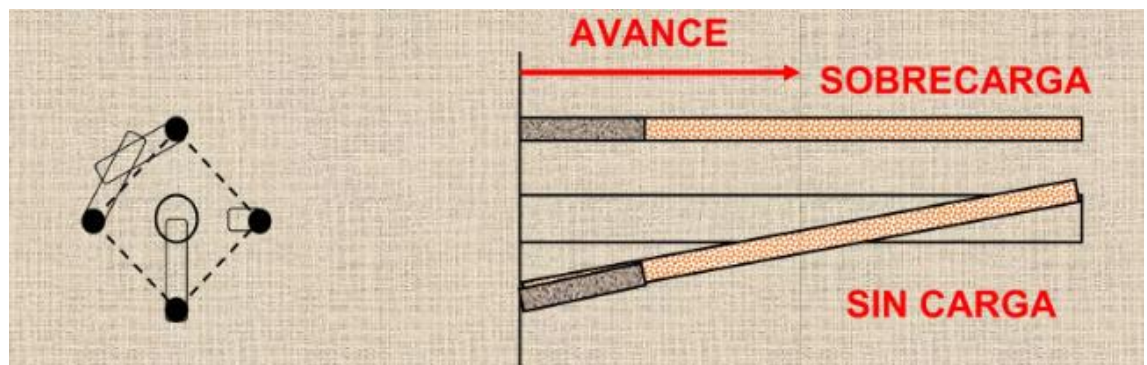


Nota. Figura extraída de EXSA (2019)

- **Intersección entre taladros:** Altera la distribución de carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.

Figura 11

Intersección entre taladros



Nota. Figura extraída de EXSA (2019)

2.2.3 Perforadoras con equipos manuales convencionales

Los equipos de perforación manual se emplean principalmente en labores convencionales dentro de la pequeña minería y minería artesanal. Existen diversos tipos de perforadoras utilizadas en estos entornos, cuya selección depende del tipo de trabajo a realizar, la orientación de los taladros, la fuente de energía disponible, las condiciones operativas, entre otros factores. En la

minería subterránea convencional, los equipos más conocidos son las perforadoras Jack Leg, Stoper y Jack Hammer. Asimismo, existen otras herramientas similares que pueden utilizarse como alternativas, dependiendo de aspectos como la productividad, los costos y las características del trabajo. A continuación, se presentan brevemente sus descripciones. (Cordova, 2024)

Tabla 2

Diferencia de equipos manuales convencionales

Equipos	Dirección de trabajabilidad	Energía consumida	Mecanismo de trabajo	Aplicaciones
Jack Leg	Horizontales Inclinados Verticales	Neumática Hidráulica	Rotopercutiva	Minería subterránea - Galerías - Chimeneas - Piques - Realces - Cortadas Obras civiles - Túneles - Movimiento de tierras
Stoper	Vertical ascendente Inclinados verticales	Neumática	Rotopercutiva	Minería subterránea - Chimenea - Inclinados
Jack Hammer	Vertical descendente Inclinados verticales	Neumática	Rotopercutiva	Minería subterránea - Piques - Inclinados
Pick Hammer	Vertical descendente Inclinados verticales	Neumática Eléctrica	Percutiva	Minería superficial - Bolones - Ampliaciones Obras civiles - Zanjias
Perforadora Eléctrica	Horizontales Inclinados Verticales	Eléctrica	Rotativa	Minería artesanal - Cortadas - Frentes pequeños - Vetas pequeños Obras civiles - Muros de cimentación - Aplicación diversa

Nota. Material extraído de (Cordova, 2024)

La perforadora Jack Leg es un equipo muy utilizado en la minería convencional por su gran adaptabilidad a distintos frentes de trabajo, como galerías, chimeneas, piques y túneles. Es un equipo rotopercutivo que funciona con aire comprimido como fuente de energía. Su diseño incluye una barra de avance que

permite empujar el varillaje hacia la roca, manteniéndolo sostenido de manera estable durante la perforación. (Cordova, 2024)

- a) El Stoper es un equipo similar a la perforadora Jack Leg en cuanto a que también emplea energía neumática y un mecanismo rotopercutivo. Sin embargo, a diferencia de la Jack Leg, su barra de avance está fijada de forma rígida al cuerpo del perforador. Este equipo se utiliza principalmente en trabajos como chimeneas, inclinados ascendentes y realces. Presenta un menor costo y ofrece mejor maniobrabilidad en labores ascendentes en comparación con la Jack Leg. (Cordova, 2024)
- b) El Jack Hammer es un equipo utilizado principalmente en la construcción de piques e inclinados verticales en dirección descendente. Funciona con energía neumática y no cuenta con barra de avance. Aunque en minería subterránea puede ser reemplazado por la perforadora Jack Leg, su uso es más frecuente en minería superficial y en trabajos de obras civiles. (Cordova, 2024)
- c) El Pick Hammer es un equipo similar al Jack Hammer en cuanto a su diseño, pero se diferencia por su mecanismo de trabajo, que opera por percusión. A diferencia del Jack Hammer, utiliza energía eléctrica como fuente de alimentación. En lugar de una broca convencional, emplea un cincel como varillaje, el cual se utiliza para romper bolones, concreto, realizar perfilaciones y otras tareas similares.
- d) Las perforadoras eléctricas son equipos pequeños y livianos, similares al Jack Leg en cuanto a versatilidad, aunque con menor potencia y capacidad de producción. Se emplean principalmente en la minería artesanal y en obras civiles. Funcionan con energía eléctrica y presentan limitaciones, ya

que utilizan un varillaje en forma de tornillo, con un alcance máximo de 100 centímetros. (Cordova, 2024)

Figura 12

Equipos de perforación en minería convencional



Nota. Material extraído de (Cordova, 2024)

Raise Climber: La jaula trepadora (Raise Climber) es una plataforma de trabajo diseñada para seguir chimeneas verticales o inclinadas en operaciones subterráneas. Este equipo cuenta con 5 frenos y todos deben estar operativos por seguridad del personal y del equipo. Es importante que cuando se termine de hacer una chimenea se desmonte todo el equipo para que se realice un mantenimiento u overhaul y tener en buenas condiciones el Raise Climber para la siguiente chimenea. La perforación se realiza con barrenos paralelos utilizando empujadores y equipos livianos como el Jack Leg o el Stoper, logrando avances de hasta máximo 2 metros. Para fijar el carril guía a la roca se emplean pernos de anclaje, al igual que para instalar las tuberías de aire y agua

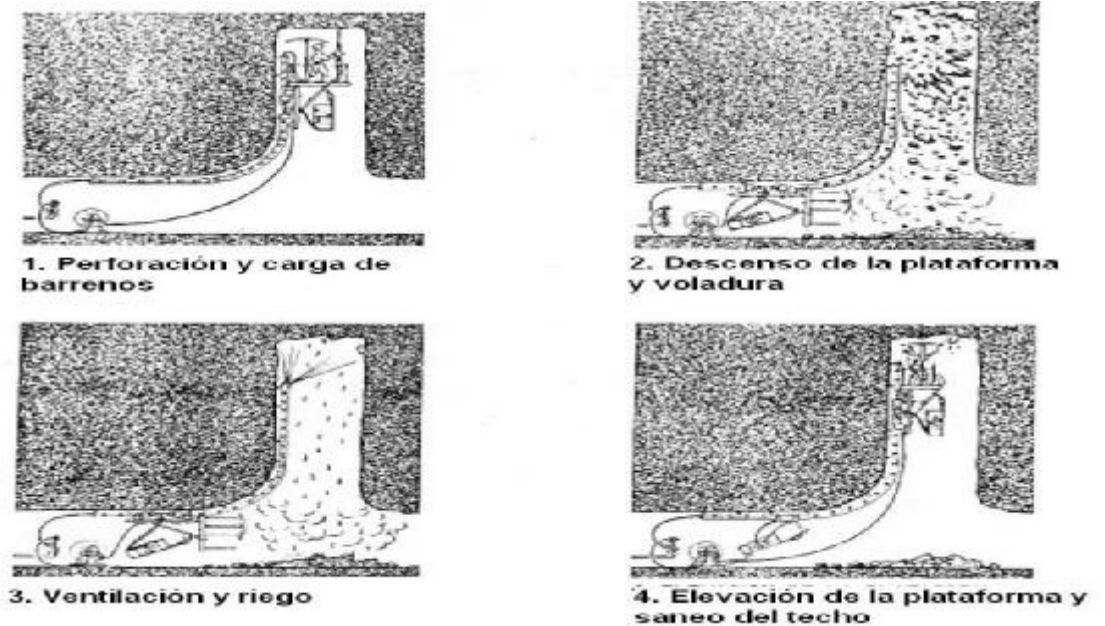
necesarias para la perforación, el riego y la ventilación. Por seguridad, estos elementos se colocan en el lado interno del carril guía. (Lopez, 2023).

Etapas en la ejecución de una chimenea.

- a) Realizar la perforación y carga de los barrenos, utilizando un equipo perforador neumático.
- b) Descender la plataforma para llevar a cabo la voladura; durante esta etapa, la plataforma debe ser retirada.
- c) Ventilar adecuadamente el área y aplicar riego a la carga explosiva.
- d) Elevar nuevamente la plataforma para reforzar el techo del frente de trabajo.

Figura 13

Fases de la excavación y sostenimiento de la chimenea.



Nota. Material extraído de Yepes, 2013

Entre las principales ventajas de estos equipos se encuentran su capacidad para operar en chimeneas de diferentes longitudes e inclinaciones. Un ejemplo destacado es la construcción de una chimenea de 1,040 metros de longitud con una pendiente de 45 grados. Además, permiten ajustar tanto las dimensiones

como la geometría de la chimenea modificando la plataforma de trabajo, con posibilidades de excavación que varían entre 3 y 30 metros cuadrados. También es posible cambiar la dirección e inclinación de la chimenea utilizando carriles curvos, y facilitan la remoción del material fragmentado (Yepes, 2013; Vilchez et al., 2015).

Sin embargo, estos sistemas presentan algunas desventajas. Su operación requiere personal capacitado, y durante el desmontaje, ciertos componentes no son reutilizables. Asimismo, en trabajos de gran profundidad pueden surgir problemas como la caída de tensión eléctrica o la disminución en la presión del aire y del agua (Yepes, 2013; Vilchez et al., 2015).

Figura 14

Equipo Raise Climber



Nota. Elaboración propia.

Objetivos para el sostenimiento en minas subterráneas.

El sostenimiento es una explotación minera busca lograr los siguientes objetivos:

- a) Sostener excavaciones abiertas: para cumplir las labores mineras de desarrollo, preparación y explotación
- b) Proteger todos los recursos utilizados en la mina: herramientas, equipos, el personal que trabaja y la vida útil del yacimiento.
- c) Evitar la caída de rocas: objetos peligrosos de techo y paredes
- d) Evitar derrumbes: en las labores mineras

Proteger a los trabajadores mineros: en accidentes laborales producidos por el mal sostenimiento.

Clases de terreno.

El conocimiento de las diversas clases de terrenos es fundamental para el supervisor y personal trabajador a fin determinar la necesidad de sostenimiento de las labores. Desde un punto de vista práctico podemos dividir los terrenos en cuatro clases

- Terreno compacto: Es el formado por cristales o por partículas bien cementadas
- Terreno fracturado: Muestra una serie de planos paralelos de discontinuidades como los planos de estratificación en sedimentaria.
- Terreno arcilloso: Constituido por rocas casi elásticas que se deforman bajo la presión.
- Terreno suave: El cual está formado por fragmentos gruesos o finos o una mezcla de ambos tamaños

Por las razones expuestas anteriormente las consideraciones geotécnicas necesarias son las siguientes:

- Se requiere estabilidad de la roca
- Propiedades geomecánicas de las rocas
- Diseño de vías o labores estables

- Se requiere un sostenimiento adecuado para el control de las presiones.

Estudio de estabilidad de sistemas de sostenimiento.

Este estudio debe comprender:

- a) Caracterización geomecánica del yacimiento (propiedades de la roca intacta, fallas, diaclasas, macizo rocoso y medio ambiente geotécnico).
- b) Sistemas de sostenimiento usado en cada tipo de roca y labor (diseños de tipo de sostenimiento).
- c) Dimensiones de las galerías o niveles y otras vías a su relación con respecto a los equipos que circulan por ellas (incluir diagrama de perforación para cada sección).
- d) Diferentes tipos de sostenimiento utilizadas en base a la resistencia a la roca, presencia de agua y meteorización.
- e) Análisis geomecánico en diferentes sectores de la mina y labores que se desarrollen en cada uno, se usa un modelo en la que asegure la integridad de los trabajadores y de sus instalaciones.
- f) Secuencia de explotación, en la que indica los niveles que se explotan en los diversos periodos de la mina.
- g) Esquema de operaciones unitarias (preparación, perforación, arranque y extracción) y equipos para saber el ancho y alto mínimo de galerías y necesidades de ventilación.
- h) Al usar un equipo móvil, se indica el ancho y alto de galerías, ubicación de refugios y los puntos de cruce de equipos.
- i) Manejo de aguas subterráneas y de perforación y sistema de extracción de ellas.

Exigencias de sostenimiento.

El sostenimiento en las labores subterráneas debe permitir, controlar y mantener la estabilidad de las excavaciones para asegurar la seguridad del personal que trabaja o circula por ellas, así también se debe realizar el mantenimiento de servicios, en fases transitorias y en labores activas. Se sostiene las excavaciones mineras mediante la entibación por medio de la utilización de madera y fortificación haciendo uso de arcos de acero o también concreto por 3 razones:

- a) Toda labor subterránea genera presiones alrededor causadas por el propio peso de las rocas que se encuentran por encima y los lados del túnel y la redistribución de esfuerzos por el espacio generado.
- b) La presión interna de la tierra, así también por el desprendimiento del techo, piso y respaldos por circunstancias ya mencionadas.
- c) Por presencia de fallas, diaclasas, fracturas que alteran el macizo rocoso.

2.2.4 Explosivos y agentes de voladura

Explosivos: Los explosivos son compuestos, ya sean sustancias puras o mezclas químicas, que, al ser expuestos a factores como fricción, calor, impactos o una onda de choque, desencadenan una reacción de descomposición extremadamente rápida que se propaga por todo el material. Esta reacción es exotérmica, lo que significa que libera una gran cantidad de energía, principalmente en forma de gases a altas presiones. (Silva, G. 1996).

Explosivos primarios: Estos compuestos se emplean como cargas iniciadoras para detonar explosivos menos sensibles. Son altamente susceptibles a activarse mediante fricción, calor o impacto, y al detonar, generan una onda de choque lo suficientemente potente como para activar explosivos secundarios. Algunos ejemplos son el trinitroresorcinato de plomo (ácida de plomo) y el fulminato de mercurio. (Silva, G. 1996)

Explosivos secundarios: También conocidos como explosivos de alta potencia, estos materiales son menos sensibles a la iniciación en comparación con los explosivos primarios. De hecho, pueden ser quemados en pequeñas cantidades sin provocar una detonación. Su principal uso es como carga base en los detonadores que sirven para iniciar explosivos comerciales en actividades mineras. Entre los ejemplos más comunes se encuentran el TNT, PETN, RDX, así como mezclas de estos, como la Pentolita, la Composición B, el Octol, entre otros.

Explosivos comerciales: Estos explosivos están formulados a partir de mezclas que contienen como componente principal nitrato de amonio y/o nitroglicerina. Se clasifican en tres tipos: dinamitas, explosivos gelatinosos y agentes explosivos.

Las dinamitas pueden ser de tipo regular, si su base es la nitroglicerina, o amoniacaes, si el componente predominante es el nitrato de amonio.

Los explosivos gelatinosos son mezclas que han sido gelificadas mediante la incorporación de nitrocelulosa, lo que les confiere una consistencia similar a la goma y una mayor resistencia al agua.

Por su parte, los agentes explosivos se dividen en tres grupos principales: agentes secos como el ANFO, emulsiones y slurries (mezclas espesas con base acuosa).

Explosivos deflagrantes: Denominados también explosivos de baja potencia, se diferencian porque su reacción no es una detonación, sino una combustión acelerada o deflagración. Durante este proceso, las partículas en la superficie se encienden, lo que va dejando expuestas nuevas partículas al avance de la combustión hasta que toda la sustancia se consume. Como ejemplos se pueden

mencionar las pólvoras empleadas en mechas de seguridad y las mezclas utilizadas en pirotecnia.

2.2.5 Definición de términos

- a) Actividad minera: Es el ejercicio de las actividades contempladas en el literal a) del artículo 2 del presente reglamento, en concordancia con la normativa vigente
- b) Actividad Conexa: Cualquiera de aquellas tareas o sub actividades mencionadas en el literal b) del artículo 2 del presente reglamento, que se realiza de manera complementaria a la actividad minera y que permite el cumplimiento de esta.
- c) Alta Gerencia de la Unidad Minera: funcionarios de la más alta jerarquía de la unidad minera encargados de hacer cumplir la política de la empresa en todos sus aspectos, entre ellos la Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional.
- d) Cebo: Es un tipo de iniciador, compuesto por un explosivo con un fulminante conectado a un tipo de mecha. Los cebos se diferencian de acuerdo a su preparación. Así se tiene
- e) Cebo preparado con dinamita, fulminante y mecha.
- f) Cebo preparado con explosivo potente, fulminante, mechas, cordón detonante o mangueras no eléctricas.
- g) Centro de trabajo o Unidad de producción o Unidad Minera Es el conjunto de instalaciones y lugares en el que los trabajadores desempeñan sus labores relacionadas con las actividades mineras o conexas. Está ubicado dentro de una unidad Económica Administrativa o concesión minera, las fiscalizaciones podrán efectuarse en forma independiente.

- h) Conector: Es un accesorio complementario de la mecha rápida, compuesto de un casquillo de aluminio, ranurado cerca de la base, y en su interior lleva una masa pirotécnica especial e impermeable al agua.
- i) La mecha rápida es colocada en la ranura, se presiona la base para asegurar el contacto y, al encender la mecha rápida, el conector recibe la chispa, transmitiéndola a su vez a la mecha lenta o de seguridad.
- j) Cordón Detonante: Es un cordón flexible que contiene un alma sólida de alto poder explosivo y resistencia a la tensión.
- k) Detonador: Es todo dispositivo que contiene una carga detonante para iniciar un explosivo, al que normalmente se le conoce con el nombre de fulminante. Pueden ser eléctricos o no, instantáneos o con retardo. El término detonador no incluye al cordón detonante.
- l) Dinamita: Es un explosivo sensible al fulminante que contiene un compuesto sensibilizador como medio principal para desarrollar energía. En la mayor parte de dinamitas el sensibilizador es la nitroglicerina y los nitratos son aditivos portadores de oxígeno
- m) Echadero: Es una labor minera vertical o semi vertical que sirve como medio de transporte del mineral o desmonte de un nivel a otro.
- n) Emergencia Minera: Es un evento no deseado que se presenta como consecuencia de un fenómeno natural o por el desarrollo de la propia actividad minera como: incendio, explosión por presencia de gases explosivos, inundación, deshielo, deslizamiento, golpe de agua u otro tipo de catástrofes. Entiéndase como golpe de agua a la explosión súbita de agua como consecuencia de la presencia de agua subterránea en una labor minera.

- o) Empresa contratista Minera: Es toda persona jurídica que, por contrato, ejecuta una obra o presta servicio a los titulares de actividades mineras, en las actividades de exploración, desarrollo, explotación y/o beneficio, y que ostenta la calificación como tal emitida por la Dirección General de Minería del Ministerio de Energía y Minas.
- p) Explosivo Potente: Es un explosivo de alta densidad, velocidad y presión de detonación, utilizada para iniciar taladros de gran longitud y diámetro, siempre que estén utilizando agentes de voladura.
- q) Fulminante Común: Es una capsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo en cuyo interior lleva una determinada cantidad de explosivos primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro secundario, de alto poder explosivo.
- r) Gases: Fluidos sin forma emitidos por los equipos diésel, explosivos y fuentes naturales, que ocupan cualquier espacio que esté disponible para ellos.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

El estudio es de tipo aplicativo, porque en todas las minas subterráneas son necesarias realizar labores verticales para distintos fines; en nuestro caso, el tramo largo se hará con la trepadora en forma ascendente, mientras que el tramo corto se realizará en forma descendente por razones geomecánicas.

3.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El estudio será descriptivo y correlacional, en ella se demostrará los resultados de las operaciones unitarias en los tramos ascendente y descendente con la medición de variables e indicadores según el planeamiento de ejecución. También, nos mostrará las variables improductivas, calidad de medio ambiente, seguridad del personal y del proceso enmarcados en la mejora continua.

3.3 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El estudio es no experimental, porque sus rasgos plasmados en variables dependientes e independientes no son iguales de una mina a otra. Sin embargo, el proceso de excavación sí enmarcaría en un proceso experimental como aplica la ingeniería de detalle Operaciones Seprocal S.A.C.

3.4 POBLACION

Para el caso de nuestro estudio, la población estará constituida por todas las labores verticales que proporcionan aire fresco o extraen aire viciado en la unidad minera Inmaculada. Además, la población será el expertise logrado durante décadas por Operaciones Seprocal S.A.C. en diferentes unidades mineras del Perú.

3.5 MUESTRA

La muestra será identificada por el proyecto del Raise Climber 12A Nv. 4560; esta labor será de 122.3 metros de longitud y unirá la superficie con el nivel 4560.

3.6 HIPOTESIS

3.6.1 Hipótesis general

- El desarrollo de la ingeniería de detalle en la construcción de la chimenea 12A Nv. 4560 en la Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Inmaculada-2025; proporcionará aire fresco y/o extraerá aire viciado de las labores de la veta Angela. La ingeniería de detalle de Operaciones Seprocal S.A.C. construirá el tramo largo y el tramo corto de la chimenea 12A Nv. 4560 cumpliendo las operaciones unitarias de perforación, voladura, limpieza y fortificación aplicando su propia experiencia en más de dos décadas con el principio de seguridad y cuidado del medio ambiente.

3.6.2 Hipótesis específico

- Podrá cumplir las operaciones unitarias del proceso de excavación frente a la evaluación geomecánica del tramo de 79.3 metros y 31 RMR roca tipo mala IV-A (tramo largo).
- Podrá cumplir las operaciones unitarias del proceso de excavación frente a la evaluación geomecánica del tramo de 43.3 metros y 27 RMR roca tipo mala IV-B (tramo corto).
- Que resultados se obtendrá con el diseño de la malla de perforación, y los explosivos y accesorios de voladura que se utilizan en la columna de perforación en ambos tramos.
- Será posible la operación unitaria de limpieza del escombros derribado en los distintos tramos.
- Los insumos propuestos para el restablecimiento del desequilibrio provocado por la construcción serán, los más favorables con el tiempo para estabilizar la chimenea 12A Nv. 4560.

3.7 VARIABLES E INDICADORES

3.7.1 Variable dependiente

Variable dependiente (dimensión tecnológica).

Variable: Utilización efectiva del equipo RC Segecal.

- Indicador: Disponibilidad mecánica y/o eléctrica.
- Unidad de medida: %.
- Instrumento: Reporte de control de avance
- Método de recolección: In-situ.

Variable dependiente (dimensión operacional).

Variable: Productividad.

- Indicador: Número de operadores.
- Unidad de medida: metros/guardia.
- Instrumento: Reporte de la guardia.
- Método de recolección: In-situ.

Variable dependiente (dimensión operacional).

Variable: Sostenimiento.

- Indicador: Clase de insumo activo y/o pasivo.
- Unidad de medida: metros cuadrados.
- Instrumento: Shotcrete, pernos y/o cimbras.
- Método de recolección: In-situ

3.7.2 Variable independiente

Variable: Sistema de clasificación geomecánica.

- Indicador: RMR.
- Unidad de medida: %.
- Instrumento: Testigos y el macizo rocoso.

- Método de recolección: Perforación DDH-logueo de testigos y trepador ascendente.

Variable independiente (dimensión macizo rocoso).

Variable: Diseño de malla.

- Indicador: Número de taladros.
- Unidad de medida: Un taladro (5 pies).
- Instrumento: Longitud de barreno.
- Método de recolección: In-situ.

Variable independiente (dimensión tecnológica).

Variable: Explosivos.

- Indicador: Columna de carga.
- Unidad de medida: kilogramos/metros de avance.
- Instrumento: Balance de energía
- Método de recolección: In-situ.

Variable: Limpieza.

- Indicador: Metros cúbicos/guardia.
- Unidad de medida: metros cúbicos.
- Instrumento: Equipos de limpieza.
- Método de recolección: In-situ

3.8 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS

3.8.1 Técnicas de recolección

Técnica de observación: Servirá para recolectar datos en la zona in situ (zona de la veta Angela) antes, durante y después de realizar la chimenea Raise Climber 12A Nv. 4560.

Técnica de análisis documental: Operaciones Seprocal S.A.C. como empresa especializada en la construcción de labores verticales, dispone de la empresa

Segecal S.R.L. para el mantenimiento permanente del equipo trepador SEC-5.1E.

La información geomecánica será proporcionada por Cia. Ares S.A.C., mientras que Faesmin S.AC. respaldará la construcción de la chimenea con los siguientes cálculos:

- Memoria de cálculo castillo metálico.
- Memoria de cálculo tapón metálico de seguridad.
- Memoria de cálculo soporte para cable guía.
- Memoria de cálculo cruceta guiadora.
- Memoria de cálculo poleas y ejes.
- Memoria de cálculo cimentación de winche de 12.5 ton y 2.2 ton.
- Memoria de cálculo cimentación de castillo metálico.

3.8.2 Instrumentos de recolección

Reportes de observaciones: El líder de la guardia notas saltantes de la performance durante la guardia. El mismo q será referente para la siguiente guardia.

Guía de análisis documental: Se hará uso de las especificaciones técnicas (ficha) para reportar las principales tareas de mantenimiento preventivo y/o cambio de los accesorios y partes de mayor uso del equipo trepador.

3.9 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE DATOS

Procesamiento de datos: Durante la elaboración del proyecto, la unidad minera y empresas especializadas recolectaron datos para la posterior ejecución de la chimenea RC 12A Nv.4560. Se realizará la digitalización de datos tomando en cuenta la dimensión operativa, tecnológica y el comportamiento del macizo rocoso durante la excavación

Análisis de datos: Al finalizar la construcción, se evaluarán los resultados y se discutirán aquellas que requieren su mejora continua.

CAPITULO IV

RESULTADO Y DISCUSION

4.1 GENERALIDADES DE LA UNIDAD MINERA INMACULADA

4.1.1 Ubicación

Desde el punto de vista político y geográfico, la Unidad Minera Inmaculada se ubica en el distrito de Oyolo, que forma parte de la provincia de Paucar del Sara Sara, en el departamento de Ayacucho. Cabe destacar que los componentes de esta unidad están situados específicamente en Oyolo, abarcando terrenos que pertenecen a los titulares de tierras baldías en los anexos de Huancute y Huallhua, los cuales se extienden por dos distritos distintos. (Tique, 2020).

El centro poblado de Huancute, por su parte, se encuentra en el distrito de San Francisco de Rivacayco, dentro de la provincia de Parinacochas, también ubicada en Ayacucho. Parte de este territorio sobrepasa los límites de su distrito y se adentra en el distrito de Oyolo. (Tique, 2020).

La Unidad Minera mencionada está situada al sur de la comunidad de Iscahuaca, a una altitud que oscila entre los 4,200 y 4,800 metros sobre el nivel del mar. Está rodeada por diversos cerros destacados: hacia el norte se encuentran Umachata, Machopata y Quello; al noreste, Huarmopata; al este, Pacachunta; al sureste, Loma Ruiruruni; al sur, Huallpi; al suroeste, Huargaicha; al oeste, San Salvador; y al noroeste, Ccochaccocha. (Tique, 2020)

Las coordenadas de esta unidad son 14°57'20" de latitud S y 73°14'35" de longitud O las coordenadas UTM (WGS-84) son Este 688 958 y Norte 8 345 852.

4.1.2 Acceso

Existen dos rutas principales para llegar a la Unidad Minera Inmaculada. La primera opción es tomar un vuelo hacia la ciudad del Cuzco (con una duración aproximada de una hora), y desde allí continuar por vía terrestre por una

carretera asfaltada: primero hasta Abancay (195 km), luego a Chalhuanca (120 km), y finalmente hasta la comunidad de Iscahuaca (43 km). Desde este punto, se accede a la unidad minera a través de una carretera afirmada de 138 km. (Tique, 2020)

Como alternativa, es posible llegar completamente por vía terrestre desde Lima. En este caso, se toma la carretera Panamericana Sur hasta Nazca (460 km), luego se gira hacia el este en dirección a Cuzco, transitando un tramo asfaltado hasta la ciudad de Puquio (155 km), y se continúa por carretera pavimentada hasta Iscahuaca (142 km). Desde allí, se recorre también una vía afirmada de 138 km que conduce directamente a la Unidad Minera Inmaculada. (Tique, 2020)

Figura 15

Distancia hacia el proyecto

De	A	Tipo de vía	Tiempo (Horas)	Distancia (Km)
Desde Lima al Proyecto				
Lima	Nazca	Asfaltada	6	460
Nazca	Puquio	Asfaltada	4	155
Puquio	Iscahuaca	Asfaltada	3	154
Iscahuaca	Inmaculada	Vía afirmada	4.45	141
Desde Cuzco al Proyecto				
Lima	Cuzco	Vía aérea	1.5	590
Cuzco	Abancay	Asfaltada	4	195
Abancay	Chalhuanca	Asfaltada	3	120
Chalhuanca	Iscahuaca	Asfaltada	0.5	43
Iscahuaca	Proyecto	Vía afirmada	4.45	141
Desde Arequipa al Proyecto				
Arequipa	Aplao	Asfaltada	3	180
Aplao	Chuquibamba	Asfaltada	0.75	51
Chuquibamba	Cotahuasi	Asfaltada	4	130
Cotahuasi	Proyecto	Vía afirmada	4.5	110

Figura 16

Coordenadas UTM U.M Inmaculada

COTA	COORDENADAS ESTE	COORDENADAS NORTE
	670000	8358000
3900-4800	702000	8358000
msnm	677000	8341000
	702000	8341000

4.1.3 Geología económica

Este yacimiento aurífero es uno de los más relevantes de la cordillera oriental en el sur del Perú. Se clasifica como un depósito estratiforme, tipo stockwork y diseminado, ubicado dentro de rocas del Paleozoico Inferior. Su estructura está conformada principalmente por vetas, mantos y zonas de diseminación, generadas por la circulación de fluidos hidrotermales que ascendieron a través de fracturas y microfracturas, transportando iones libres de oro y sulfuros. (Luna, 2021)

El oro se presenta asociado a los sulfuros de hierro, como metal libre diseminado en la roca huésped, y también dentro de los mantos de cuarzo gris ahumado. Además, se encuentra oro blanco en forma de calaverita, un mineral originado por fluidos ricos en teluros.

Entre los sulfuros más representativos está la pirrotita, que aparece de manera diseminada, en forma de lentes, motas y asociada a los mantos de cuarzo gris. La pirita es abundante, se presenta con hábito cúbico y se encuentra en vetas, mantos y nódulos de cuarzo lechoso. La arsenopirita aparece junto a sulfuros de hierro, así como minerales de plata y cobre. También se identifica estibina, relacionada con minerales de antimonio y plomo, tanto en diseminaciones como en estructuras lenticulares de cuarzo gris alojadas en rocas filíticas. La

calcopirita, que constituye la principal mena de cobre, se encuentra en pequeñas cantidades, asociada con pirrotita, pirita, blenda, galena, esfalerita, entre otros minerales. Todo este conjunto tiene un origen hidrotermal. (Luna, 2021)

Veta Ángela - epitermal de Au+ Ag

El relleno de la veta está compuesto principalmente por cuarzo blanco opalino, que presenta texturas de reemplazamiento, pseudomorfos de calcita y baritina, así como remanentes de calcita. También se observan texturas de cuarzo colofome bandeado, pequeñas proporciones de cuarzo sacaróide y calcedonia, junto con un buen desarrollo de espacios abiertos. En el interior de las vetas y hacia sus bordes, es común encontrar pirita cúbica oxidada, óxidos de hierro, y minerales arcillosos como illita y esmectita relleno de cavidades, además de trazas de marcasita. (Luna, 2021)

- ZONA 1: La veta está compuesta por cuarzo blanco, hialino y calcedónico, presentando texturas bandeadas de tipo colofome, crustiforme y laminar. Se observa una disseminación de aproximadamente 1 % de pirita, además de sulfuros grises y óxidos de hierro (Fe) y manganeso (Mn).
- ZONA 2: La veta está compuesta por cuarzo blanco hialino, con presencia de nódulos de cuarzo calcedónico y asociaciones de calcita-rodocrosita. Presenta diversas texturas, entre ellas colofomes, crustiformes, masivas y reticulares. También se observan bandas de sílice gris, mineralización de plata roja (pirargirita) y cobres grises.
- ZONA 3: La veta está constituida por cuarzo blanco de grano fino, con textura oquerosa, bandeada y colofome. Se identifica mineralización de plata roja (pirargirita), acompañada de una débil disseminación de pirita.

- ZONA 4: La veta está compuesta por cuarzo blanco de grano fino, con texturas oquerosa, de reemplazamiento, y con desarrollo reticulado a bandeado. Presenta una débil diseminación de sulfosales de plata, principalmente pirargirita, así como trazas de pirita.

Figura 17

Mineralización de la veta Ángela.



Nota. Material extraído de Pro Explo (2013).

4.1.4 Geología estructural

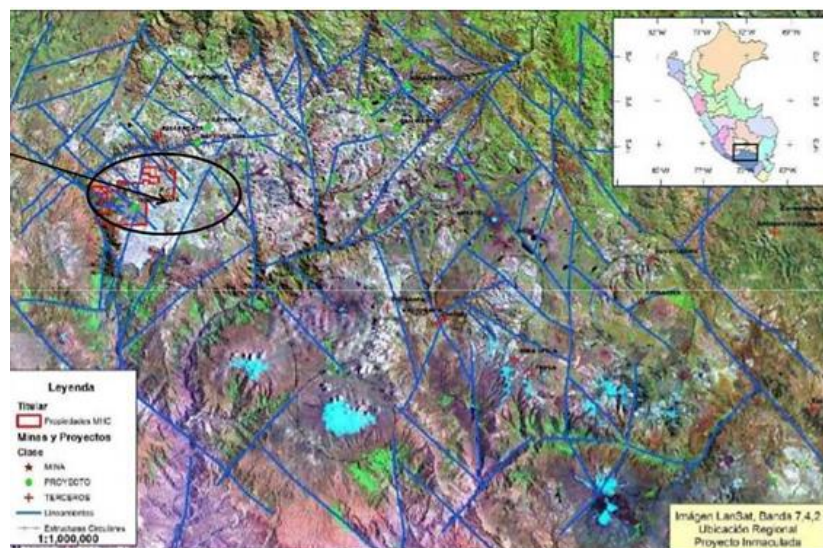
A nivel regional, las principales estructuras geológicas presentan una orientación con rumbo noroeste-sureste (NW-SE). Estas, a su vez, son intersectadas por otras estructuras con rumbos noreste-suroeste (NE) y norte-sur (NS). Además, en la zona se pueden identificar estructuras circulares asociadas a calderas volcánicas, como las de Selene-Explorador, Pallancata, Poracota, Caylloma, entre otras. (Luna, 2021)

Fallas principales: El principal lineamiento estructural regional tiene una orientación noroeste (NW). Estas estructuras mayores actúan como límites y delimitan el emplazamiento de las vetas dentro del área de estudio. Según las observaciones de campo, las vetas en esta zona presentan una orientación predominante noreste (NE), aunque también se han identificado algunas con rumbo este-oeste (EW). La mayoría de estas vetas buzanan hacia el sureste (SE), con un ángulo de buzamiento bastante pronunciado.

Fallas secundarias: La veta Ángela es considerada la principal del yacimiento, ya que concentra más del 90 % de los recursos minerales identificados. En superficie, muestra una orientación predominante noreste (NE) y un buzamiento que va de subvertical a vertical. Sin embargo, en profundidad, la veta inclina hacia el sureste (SE), con ángulos que varían entre 90° y 60° en la parte suroeste (SW) de su extensión. Hacia el noreste (NE), el buzamiento se reduce, presentando un ángulo promedio de aproximadamente 40°. (Hochschild Mining)

Figura 18

Geología estructural unidad Inmaculada.



Nota. Material extraído de Pro Explo (2013)

4.1.5 Geología local

En el área de estudio de la unidad operativa Inmaculada se han identificado dos series volcánicas.

La primera está compuesta, en su base, por una alternancia de lavas andesíticas y debris flow, que se encuentran por debajo de las tobas de lapilli y las tobas líticas andesíticas. Estas afloran desde la zona de Anta-Patari (entre los 3100 y 3500 msnm) y se extienden hasta el área de Minascucho (3900 a 4100 msnm). Por su composición predominantemente andesítica, este conjunto ha sido agrupado dentro del Grupo Tacaza.

La segunda serie volcánica está representada por los afloramientos en el área de Quellopata (entre 4300 y 4800 msnm), conformados por lavas de grano medio, con textura porfírica, y debris flow de color verde violáceo. Esta unidad ha sido correlacionada a nivel regional con la Formación Saycata, la cual aflora ampliamente entre las zonas de Pallancata y Selene Explorador. (Luna, 2021)

4.1.6 Mineralogía

En el área donde se ubica la Unidad Minera Inmaculada se han identificado dos tipos de mineralización epitermal. El primero corresponde al estilo de baja sulfuración, caracterizado por vetas de cuarzo tipo relleno filoniano, que afloran en las zonas de Quellopata, Anta-Patari y Pararani. El segundo tipo pertenece al estilo ácido-sulfato o de alta sulfuración, presente en los sectores de Minascucho-San Salvador y Tararunqui.

En esta zona se han reconocido 21 vetas compuestas por cuarzo y calcedonia. De ellas, 14 presentan orientación NE-SW con buzamiento hacia el sureste, todas con una componente dextral, y están expuestas en la quebrada Quellopata. Asimismo, al suroeste se han identificado cuatro vetas de cuarzo: tres con orientación E-W y buzamiento hacia el sur, y una con azimut NW y buzamiento hacia el suroeste. (Luna, 2021)

Los afloramientos de cuarzo en Quellopata se manifiestan como una ventana geológica, que ha permitido una amplia exposición de rocas, vetas y fallas. Las vetas en esta zona están desplazadas por fallas postmineral con orientación E-W, buzamiento sur y componente siniestra. Además, en el sector suroeste existe una falla con dirección N-S, buzamiento hacia el este y componente dextral, que controla parte de la mineralización.

En el extremo suroeste de Quellopata, la erosión ha dejado al descubierto las formaciones rocosas, vetas y fallas, generando terrenos escarpados. Por el contrario, en el extremo noreste del cerro, el relieve es más suave, con escasa exposición de vetas significativas. En esta área se encuentran rodados de cuarzo blanco (fragmentos de veta), que tienden a alinearse en dirección NE-SW. (Luna, 2021)

La distribución de las vetas de este a oeste incluye las siguientes: Rebeca, Verónica, Marina, Organa, Martha, Teresa, Lourdes, Ángela, Roxana (que forma un sigmoide cerrado como parte de Ángela), Lucy, Pirita, Shakira, Karina, Juliana y Sara. Además, en el extremo suroeste se encuentran las vetas Melissa, Kattia y Jimena.

Estas estructuras se originaron en un entorno tectónico extensional, como resultado del relleno de fallas normales con orientación NE-SW y buzamiento hacia el sureste, así como del relleno de fracturas generadas por tensiones. En conjunto, las vetas presentan anchos que varían entre 0.3 y 5.0 metros, y longitudes que van desde los 15 hasta los 2,200 metros, con indicios de continuidad bajo depósitos aluviales, especialmente hacia el noreste, como es el caso de la veta Ángela.

Con base en las fases de mineralización, estas vetas se dividen en dos grupos principales: vetas epitermales de oro y plata (Au+Ag) y vetas epitermales de

plata con zinc y plomo (Ag + Zn-Pb). La fase de mineralización Ag + Zn-Pb es atravesada por vetas más recientes del tipo Au+Ag. Ambas fases han sido identificadas en la veta Ángela, tanto en afloramientos superficiales como en núcleos de perforación.

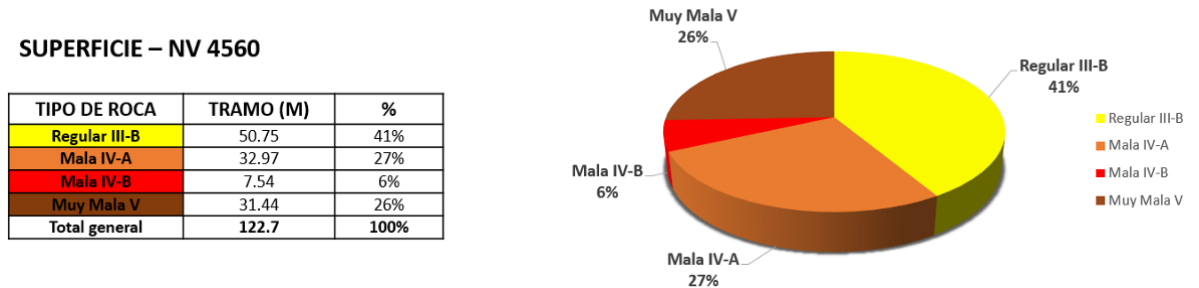
4.2 PERFORMANCE DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DEL PROCESO DE EXCAVACIÓN FRENTE A LA EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL TRAMO DE 43.3 METROS Y 27 RMR ROCA TIPO MALA IV-B (TRAMO CORTO).

La excavación del pique será de una sección de 2.80m X 2.80m de 45m. de longitud

La calidad del macizo rocoso tendrá una relación con la excavación y el sostenimiento del pique, se ejecutará desde superficie mediante el equipo Raise Climber descendente y la limpieza con balde por winches.

Figura 19

Resultado de la evaluación por logeo en la superficie - NV 4560



Nota. Material extraído del área de geomecánica.

La ejecución del RC_12A del NV 4440 con fines auxiliares, laboreo vertical y permanente, con sección 2.8m de diámetro. Para lo cual se ha ejecutado una perforación DDH RB12A de 215.6m de longitud vertical.

Figura 20

Proyecto RC_12A Nv 4440, ubicación de la zona a evaluar



Nota. Material extraído del área de geomecánica.

Así también, luego de hacer un análisis de logeo, se obtuvo los siguientes resultados relacionados al tipo de roca

Figura 21

Resultado acumulado del logeo por tipo de roca

TIPO DE ROCA	TRAMO m.	%
Regular III-B	66.4	30%
Mala IV-A	97.2	44%
Mala IV-B	24.8	11%
Muy Mala V	32.1	15%
Total general	220.5	100%

Nota. Material extraído del área de geomecánica.

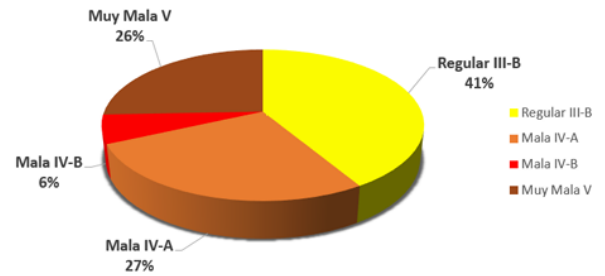
En la siguiente imagen, se muestra un resumen de los análisis realizados previamente

Figura 22

Resumen superficie-NV4560 y NV4560-NV4440

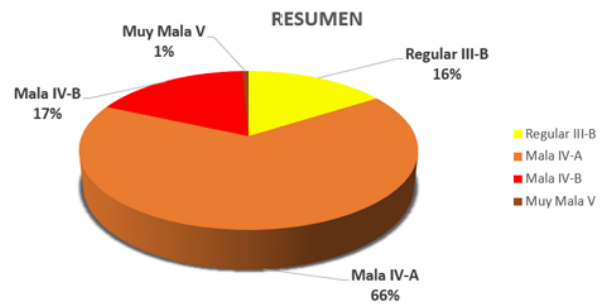
SUPERFICIE – NV 4560

TIPO DE ROCA	TRAMO (M)	%
Regular III-B	50.75	41%
Mala IV-A	32.97	27%
Mala IV-B	7.54	6%
Muy Mala V	31.44	26%
Total general	122.7	100%



NV 4560 – NV 4440

TIPO DE ROCA	TRAMO (M)	%
Regular III-B	15.61	16%
Mala IV-A	64.26	66%
Mala IV-B	17.27	17%
Muy Mala V	0.66	1%
Total general	97.8	100%



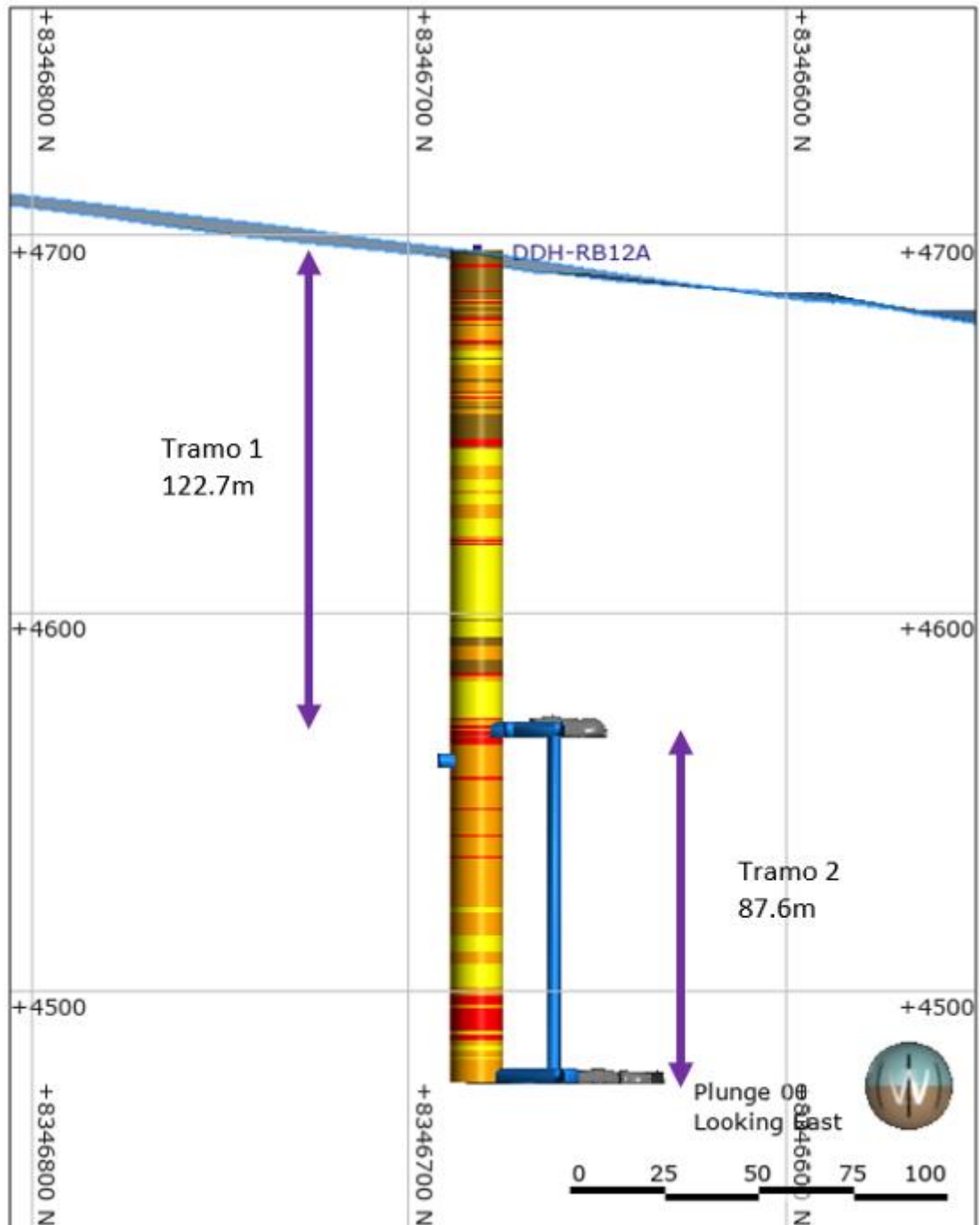
Nota. Material extraído del área de geomecánica.

En la siguiente imagen se puede apreciar la distribución e incidencia de tipo roca en los tramos establecidos.

Los resultados del sondaje geotécnico del tramo Superficie – Nv 4560 muestran roca Regular en un 41%, roca Mala IVA en 27%, Roca Mala IVB en 6% y Muy Mala 26%. Los resultados del sondaje geotécnico del tramo Nv 4560 – NV 4440 muestran roca Regular en un 16%, roca Mala IVA en 66%, Roca Mala IVB en 17% y Muy Mala 1%.

Figura 23

Distribución e incidencia del tipo de roca



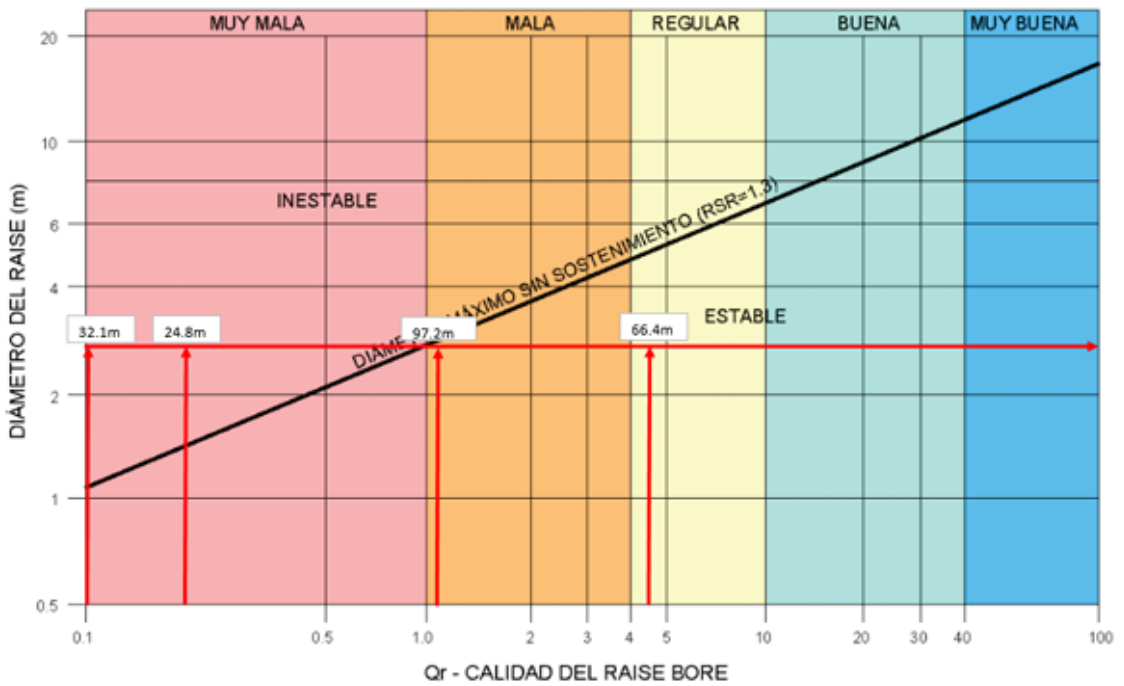
Nota. Material extraído del área de geomecánica.

Método del índice de calidad

Este método es desarrollado por McCracken y Stacey (1989), evalúa la estabilidad de excavaciones verticales como chimeneas y piques que se realizó mediante el método de excavación con raise bore. Siendo el Q_r el parámetro de entrada y el diámetro de la excavación vertical, como se muestra en la siguiente figura.

Figura 24

Relación entre el diámetro del Raise Climber máximo sin sostenimiento y el Q_r

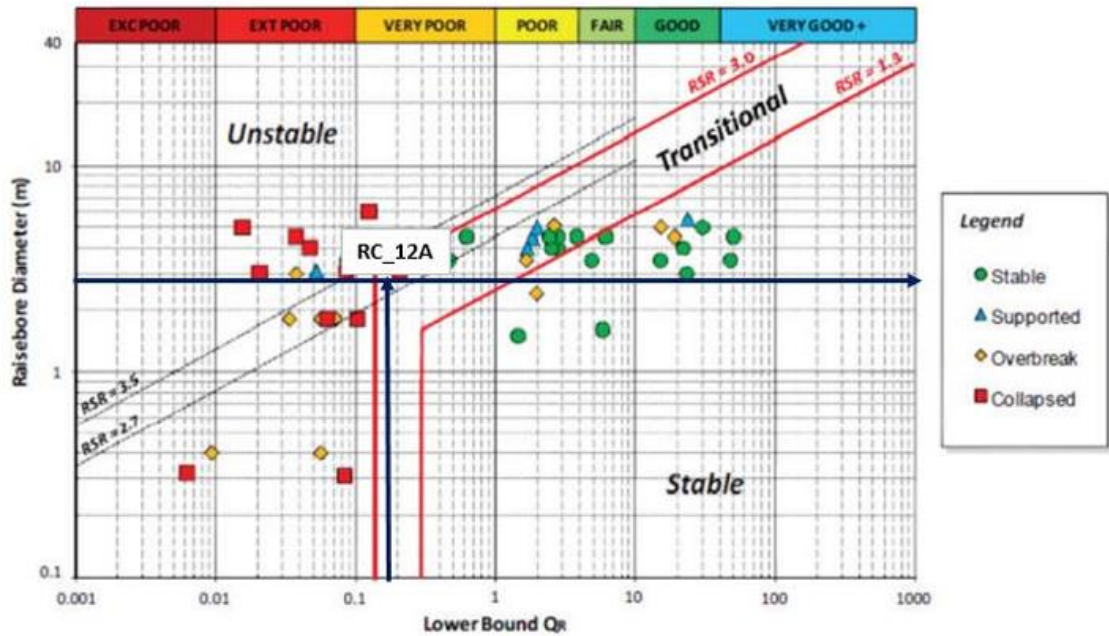


Nota. Material extraído del área de geomecánica.

Luego de analizar diversos casos de estudio realizados en Australia, se sugiere que las zonas estables e inestables deben ser redefinidas como se muestra en la siguiente figura, teniendo como estándar un valor límite inferior de $Q_r=1$ para un $RSR=1.3$ (ventilación).

Figura 25

Relación entre el diámetro de la excavación vertical & Qr (McCracken y Stacey, 1989)



Nota. Material extraído del área de geomecánica.

También se aprecia que, para un $Q_r < 1.1$ se presenta una inestabilidad en una zona de transición. Esto conlleva a la necesidad de adquirir de manera cautelosa los datos geotécnicos y evaluar la estabilidad de las condiciones del terreno donde el límite inferior sea $Q_r < 1.1$

Por otro lado, se debe tener en cuenta que para los valores de $Q_r > 1.1$ no necesariamente se garantiza la estabilidad del Raise Climber independientemente del diámetro, algunas paredes del raise climber pueden sufrir sobre rotura, desprendimiento de cuñas y requerir sostenimiento mayor dependiendo de las condiciones locales del terreno y del uso previsto a la excavación.

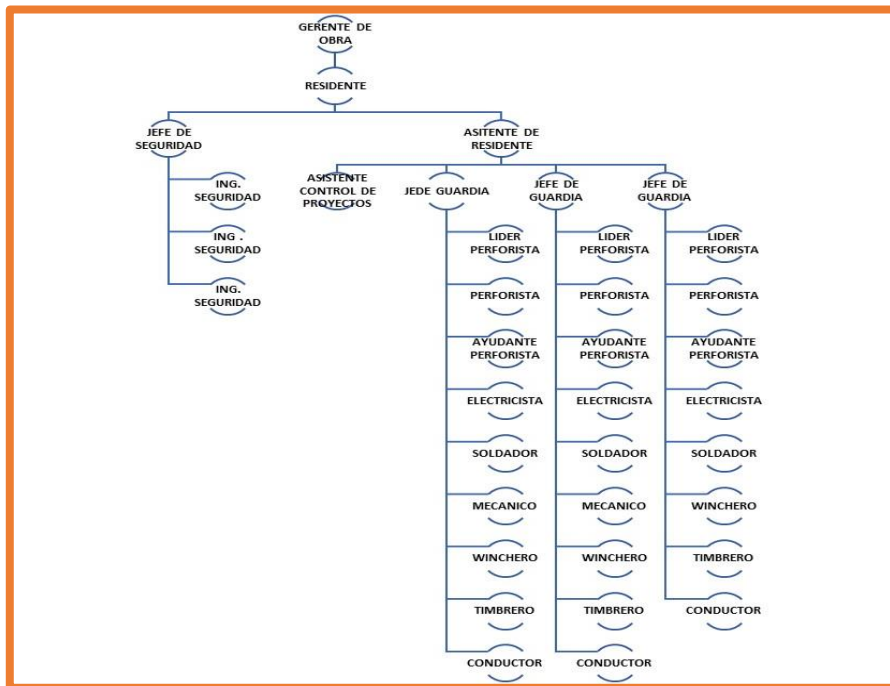
El valor menor de Q_r hallado indica inestable, sin embargo, considerar un porcentaje 15% significativo. Caso contrario al Q_r de la roca regular en mayor porcentaje ubicaría a la RC_12A en zona estable.

El personal de la obra constó de 01 jefe de guardia y 01 asistente de residente.

A continuación, se muestra el organigrama para la realización del pique

Figura 26

Organigrama del proyecto de la instalación de un sistema de izaje.



Cronograma: Este cronograma muestra la planificación general de un proyecto minero relacionado con la instalación de un sistema de izaje en un pique. Está dividido en semanas (de la semana 1 a la 20), empezando en noviembre de 2023 y extendiéndose hasta marzo de 2024.

Semana 06: Montaje de castillo y sistema de izaje.

Aquí se ensamblan y colocan el castillo de izaje y todos los elementos que forman parte del sistema (poleas, guías, etc.). Esta actividad se realiza entre las semanas 11 y 12.

Semana 07: Excavación del pique.

Es la fase de profundización propiamente dicha, donde se avanza en la excavación vertical. Se lleva a cabo desde la semana 13 hasta la 19 (de mediados de enero a principios de marzo).

Semana 08: Desmovilización.

Al finalizar los trabajos, se procede al retiro de equipos, materiales y personal del área del proyecto. Está programada para la semana 20.

Secuencia de trabajo

Ingeniería de profundización: Es la etapa del proyecto donde se desarrollan los estudios técnicos y de detalle necesarios para ampliar o profundizar una labor minera existente, como un pique. Incluye el diseño estructural, geotécnico y de soporte para ejecutar la profundización con seguridad, considerando métodos de excavación, ventilación, drenaje, refuerzo y cronograma de obra.

Trazos replanteos y obras civiles: Trazos y replanteos se refieren a marcar en campo (en la mina) los puntos exactos donde se ejecutarán las obras según los planos de ingeniería. Obras civiles incluyen todas las estructuras auxiliares necesarias para el desarrollo del proyecto, como plataformas, fundaciones para castillos de izaje, galerías de acceso, canales de drenaje o muros de contención. Estas obras permiten que luego se instalen correctamente los equipos y estructuras.

Fabricación de estructuras: Corresponde a la fabricación de componentes metálicos o estructurales como el castillo de izaje, las plataformas del winche, escalerillas, soportes, etc. Estas estructuras deben ser diseñadas para soportar esfuerzos mecánicos y condiciones subterráneas adversas.

Montaje e instalación de equipos especializados: Es la etapa donde se transportan y ensamblan en la mina los equipos necesarios para la profundización y izaje, como el winche de izaje, Raise Climber, poleas, castillo, sistemas de freno, motor, etc. Se requiere personal calificado y herramientas específicas para garantizar una instalación segura y eficiente.

Profundización del pique: Es el proceso físico de excavar más abajo un pique ya existente (o uno nuevo) con el objetivo de alcanzar nuevas zonas mineralizadas o conectar niveles. Se puede realizar con métodos mecanizados (como Raise Bore o Raise Climber) y requiere ventilación, sostenimiento, desagüe y retiro de desmonte. Es una de las partes más críticas y costosas del proyecto.

Ingeniería civil base de winches y castillo

Para realizar un trabajo óptimo en la aplicación de winches y castillos, se debe tener en cuenta:

Cálculo de winches a utilizar: Es la estimación técnica que permite definir qué tipo de winche se necesita para realizar el izaje en un pique o chimenea. Considera factores como la carga a levantar, la profundidad del izaje y las condiciones operativas. El objetivo es seleccionar un winche que cumpla con los requisitos de capacidad, seguridad y eficiencia.

Plano de ubicación de los winches: Es un dibujo técnico que indica el lugar exacto donde se instalarán los winches dentro del área de trabajo. Sirve para

coordinar el montaje, prever interferencias con otras estructuras y garantizar un funcionamiento seguro y ordenado del sistema.

Planos de cimentación de los winches: Son planos que muestran cómo será la base estructural sobre la cual se colocarán los winches. Incluyen detalles generales sobre forma, dimensiones y ubicación, necesarios para que la cimentación soporte el equipo durante la operación.

Plano de cimentación de castillo: Similar al anterior, pero enfocado en la estructura que sostiene el sistema de izaje. Este plano define cómo debe construirse la base que soportará el castillo, considerando sus dimensiones generales y ubicación en la zona de trabajo.

Memoria de cálculo-cimentación de winches: Es un documento que justifica técnicamente que la cimentación diseñada puede soportar las cargas y condiciones del winche. Resume los criterios utilizados y los resultados obtenidos que respaldan la seguridad de la estructura.

Montaje de castillos y winches

Para una correcta instalación del sistema de izaje se debe tener en cuenta los siguientes trabajos:

Montaje de winches de servicios y cable guía: Consiste en la instalación de winches auxiliares que se usarán durante las actividades de construcción o mantenimiento. Estos winches pueden servir para bajar herramientas, materiales o instalar cables guía, los cuales orientan el izaje principal o permiten guiar otros equipos en el pique o chimenea.

Montaje del castillo y poleas: Es el proceso de ensamblar y posicionar el castillo de izaje en la superficie del pique. Este castillo sostiene las poleas por donde pasa el cable de izaje. Su correcta instalación es clave para la seguridad

del sistema, ya que asegura la alineación y funcionamiento estable durante el izaje.

Montaje del tapón de seguridad en el collar del Pique: Se refiere a la colocación de una estructura o tapa reforzada en la boca del pique, que actúa como barrera física de seguridad. Este tapón evita caídas accidentales y puede incluir elementos desmontables o pasadores que permiten asegurar el área durante las pausas operativas o cambios de turno.

Montaje del sistema de volteo de carga: Es la instalación del mecanismo que permite voltear o vaciar automáticamente el contenido de la jaula o skip al llegar a superficie. Este sistema se ubica en la parte superior del pique o en una estación de descarga y facilita la operación de vaciado sin intervención manual directa.

Montaje de equipo Raise Climber descendente: Corresponde a la instalación del Raise Climber que descenderá desde superficie hasta el nivel inferior para iniciar la excavación de una chimenea. Incluye colocar los rieles guía, preparar los sistemas de anclaje y asegurar el correcto funcionamiento del equipo antes de iniciar la perforación.

Excavación de pique, limpieza y sostenimiento

Se debe tener en cuenta los siguientes trabajos de excavación, limpieza y sostenimiento:

Desatado de las rocas sueltas: Es la acción de remover manual o mecánicamente los fragmentos de roca inestables que quedan expuestos luego de una excavación o voladura. Se hace para evitar caídas de roca que puedan poner en riesgo al personal o dañar equipos, mejorando así la seguridad en el frente de trabajo.

Limpieza de carga manual y con balde: Consiste en retirar el material fragmentado producto de la voladura o excavación. Puede hacerse de forma manual con herramientas como lampas y carretillas, o de forma mecanizada usando baldes o cucharones operados desde superficie o desde una plataforma intermedia.

Sostenimiento de la excavación shotcrete más cuadros metálicos: Es el refuerzo estructural de las paredes y techo de la excavación para evitar derrumbes. Se combina el uso de concreto lanzado (shotcrete), que se aplica a presión sobre la superficie, con estructuras metálicas en forma de cuadros o marcos que aportan rigidez adicional.

Perforación de 4 pies y voladura: Es una secuencia básica de avance en la excavación subterránea. Se perforan taladros con una profundidad de 4 pies (aprox. 1.2 metros), se cargan con explosivos y se detonan para fragmentar la roca y permitir el avance del pique o chimenea.

4.3 DESCRIPCIÓN DETALLADA DEL TRABAJO DE CAMPO EN LA EXCAVACIÓN DEL PIQUE RC12A – U.M. INMACULADA

La excavación del pique tiene una dimensión de 2.80m x 2.80m de 45m. de longitud, por la calidad del macizo rocoso, la excavación y sostenimiento del pique se va ejecutar desde superficie por medio del equipo Raise Climber descendente y limpieza con baldes por winches

Figura 28

Alcance operacional del pique

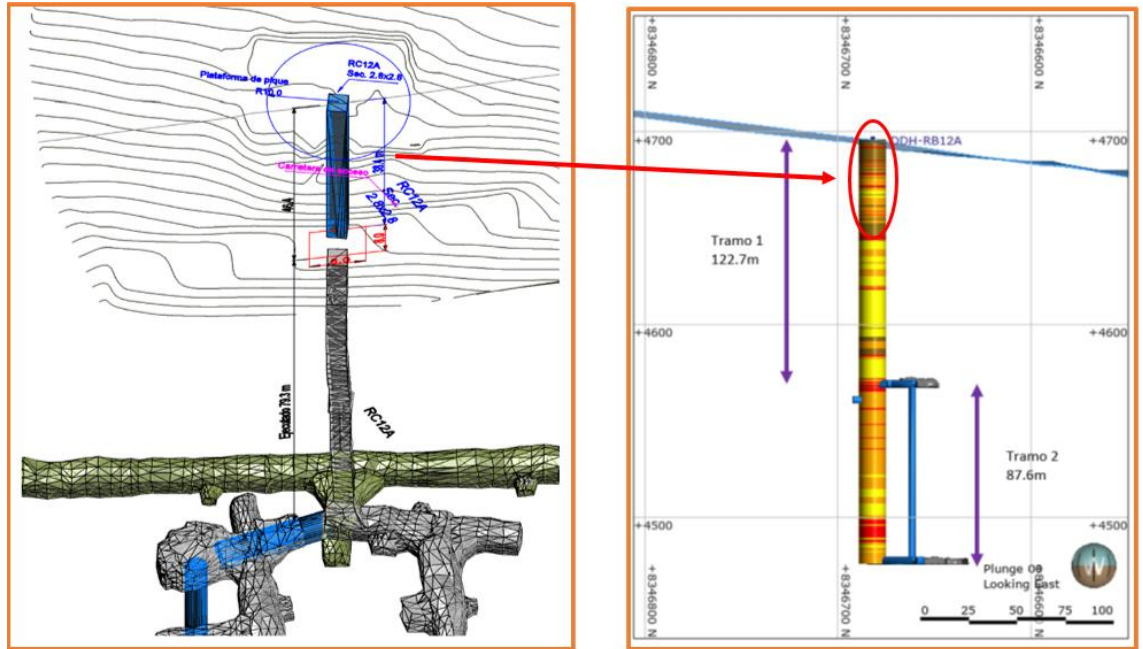
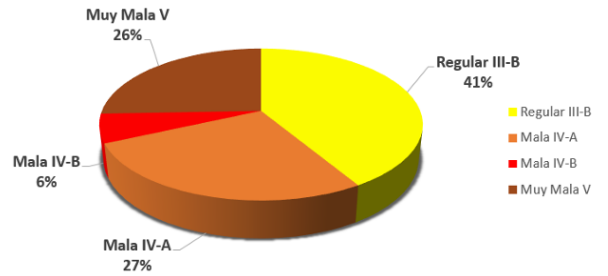


Figura 29

Evaluación geomecánica de la superficie al NV 4560

SUPERFICIE – NV 4560

TIPO DE ROCA	TRAMO (M)	%
Regular III-B	50.75	41%
Mala IV-A	32.97	27%
Mala IV-B	7.54	6%
Muy Mala V	31.44	26%
Total general	122.7	100%



Cronograma de trabajo de pique

ITEM	NOMBRE DE LA TAREA	UND	CANT.	DURACION DIAS	Cronograma																			
					Nov 23	Dic 23	Ene 24	Feb 24	Mar 24															
01.00	MOVILIZACION E INDUCCION DE PERSONAL	GLB	1	39	SEM 1	SEM 2	SEM 3	SEM 4	SEM 5	SEM 6	SEM 7	SEM 8	SEM 9	SEM 10	SEM 11	SEM 12	SEM 13	SEM 14	SEM 15	SEM 16	SEM 17	SEM 18	SEM 19	SEM 20
02.00	TRABAJOS PRELIMINARES	GLB	1	44	SEM 1	SEM 2	SEM 3	SEM 4	SEM 5	SEM 6	SEM 7	SEM 8	SEM 9	SEM 10	SEM 11	SEM 12	SEM 13	SEM 14	SEM 15	SEM 16	SEM 17	SEM 18	SEM 19	SEM 20
03.00	FABRICACION DE ESTRUCTURAS (A CTA CLIENTE)	GLB	1	22																				
04.00	OBRAS CIVILES (A CTA CLIENTE)	GLB	1	22																				
05.00	INSTALACION DEL WINCHE	GLB	1	4																				
06.00	MONTAJE DE CASTILLO Y SISTEMA DE IZAJE	GLB	1	14																				
07.00	EXCAVACION DEL PIQUE	GLB	1	73																				
08.00	DESMOVILIZACION	GLB	1	0																				

- **Semana 2 a Semana 6 – Movilización e Inducción de Personal:**
 Durante estas semanas se llevó a cabo el traslado del personal técnico y operativo hacia la zona del proyecto. Se desarrollaron las actividades de inducción en seguridad minera, protocolos internos, uso de equipos y control de riesgos específicos. Esta fase fue esencial para asegurar el cumplimiento de las normativas de seguridad antes del inicio de cualquier actividad en campo.
- **Semana 1 a Semana 6 – Trabajos Preliminares:**
 Se ejecutaron tareas de trazado y replanteo topográfico, adecuación del área de trabajo, limpieza superficial, habilitación de accesos y preparación del terreno para las obras civiles. Estas actividades aseguraron la correcta ubicación de los elementos estructurales y crearon las condiciones necesarias para comenzar con las cimentaciones.
- **Semana 4 a Semana 6 – Fabricación de Estructuras (a cuenta del cliente):**
 Mientras en campo se realizaban obras preliminares, el cliente procedió con la fabricación fuera de obra de componentes como el castillo metálico, el balde, la cruceta y los elementos del sistema de izaje. Esta actividad se realizó de manera paralela para reducir el tiempo total del proyecto.
- **Semana 4 a Semana 6 – Obras Civiles (a cuenta del cliente):**
 En esta etapa se ejecutaron la excavación, encofrado, enfierrado y vaciado de concreto para las cimentaciones del castillo y de los winches. También se construyó el collar del pique RC12A. Estas estructuras son fundamentales para brindar estabilidad al sistema de izaje y para garantizar la seguridad durante la excavación.

- **Semana 7 – Instalación del Winche:**
Se procedió al montaje del winche principal de izaje, incluyendo el cable guía, los puntos de anclaje y sistemas de control. Este equipo es indispensable para la operación del balde que permite la evacuación de material y el izaje de herramientas o personal durante la excavación del pique.
- **Semana 8 y semana 9 – Montaje de Castillo y Sistema de Izaje:**
Durante esta semana se realizó la instalación del castillo metálico, las poleas, el sistema de volteo de carga y el tapón de seguridad en el collar del pique. Esta estructura permite alinear y soportar el sistema de izaje, siendo clave para el inicio de los trabajos verticales hacia el interior del pique.
- **Semana 10 a Semana 19 – Excavación del Pique:**
Se ejecutó la excavación vertical mediante el método Raise Climber descendente. Esta actividad incluyó el desatado de rocas sueltas, perforación de avance de 4 pies, voladura controlada, limpieza con balde y aplicación de sostenimiento con shotcrete y cuadros metálicos. Esta etapa constituyó el núcleo del proyecto, llevándose a cabo bajo estrictos estándares de seguridad y control de avance.
- **Semana 20 – Desmovilización:**
Finalmente, se realizó la desmovilización de todos los equipos y estructuras temporales, limpieza del área de intervención y cierre técnico del frente de trabajo. Esta fase marcó el fin formal del proyecto, dejando la zona en condiciones seguras y ordenadas para posteriores operaciones.

Ingeniería civil – base de winches y castillo

Se elaboró cálculos estructurales y planos para una ubicación precisa de winches, cimentación de winches y la cimentación del castillo metálico.

Los winches son fundamentales para las operaciones de izaje y limpieza del pique, por lo que requieren una base estable y nivelada que garantice la seguridad.

El castillo metálico tiene la función de soportar poleas y el sistema de carga, lo que necesita una fundación resistente, capaz de soportar las cargas dinámicas del izaje continuo.

La memoria de cálculo garantiza que las estructuras cumplan con los parámetros de seguridad que exige la normativa minera.

Ingeniería de estructuras – castillo y sistema de izaje

Se realizó el diseño estructural del castillo metálico, balde, cruceta y tapón metálico de seguridad, acompañado de planos y memoria de cálculo de cada componente estructural para el sistema de izaje.

El castillo es una torre estructural que guía el cable del winche y facilita el izaje y descenso del balde con carga. La cruceta y el balde son elementos operativos que permite transportar el material excavado de forma segura y el tapón metálico actúa como medida de seguridad en caso de haber caída de objetos o ingreso no autorizado al pique.

Trazado, replanteo y obras civiles

Se realizó el trazado y replanteo en campo de las cimentaciones en base a los planos de ingeniería, se excavó cimentaciones y posteriormente al enfierrado, encofrado y vaciado de la loza de concreto para los winches, collar del pique RC12A y pedestales de apoyo del castillo.

Montaje de castillo y Winches

El sistema de izaje debe estar operativo antes de realizar la excavación del pique, porque es el principal medio de transporte de material y personal. El Raise Climber descendente permite ejecutar la excavación vertical de forma controlada y segura respecto a un Raise Convencional. El sistema de volteo de balde agiliza la descarga del material excavado, mejorando la productividad.

Figura 31

Montaje del castillo

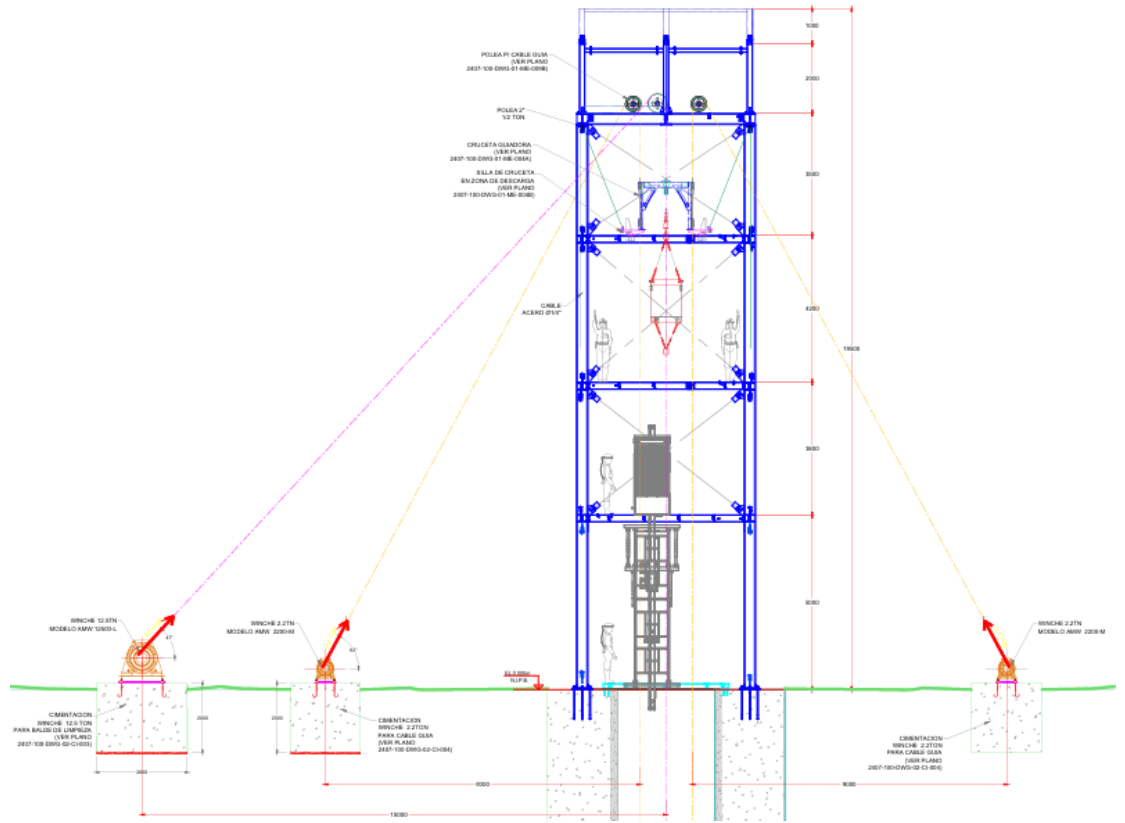


Figura 32
Proceso del montaje del castillo



Excavación, limpieza y sostenimiento del pique

- Se realizó el desatado de rocas sueltas como control de estabilidad para evitar los desprendimientos accidentales que puede afectar al personal y equipos de trabajo.
- La perforación de avance fue de 4 pies por ciclo, esto como una medida estándar que permite un buen control de fragmentación, ventilación y sostenimiento oportuno.
- La voladura controlada permitió fragmentar la roca en zonas donde la excavación manual sería ineficiente.
- La limpieza se realizó de manera rápida, porque puede acumular material que obstaculice los trabajos y ponga en riesgo la estabilidad.

- El sostenimiento con shotcrete y marcos metálicos proporciona estabilidad inmediata y confinamiento del macizo, lo que permite avanzar con seguridad.

Figura 33

Desatado y limpieza del pique

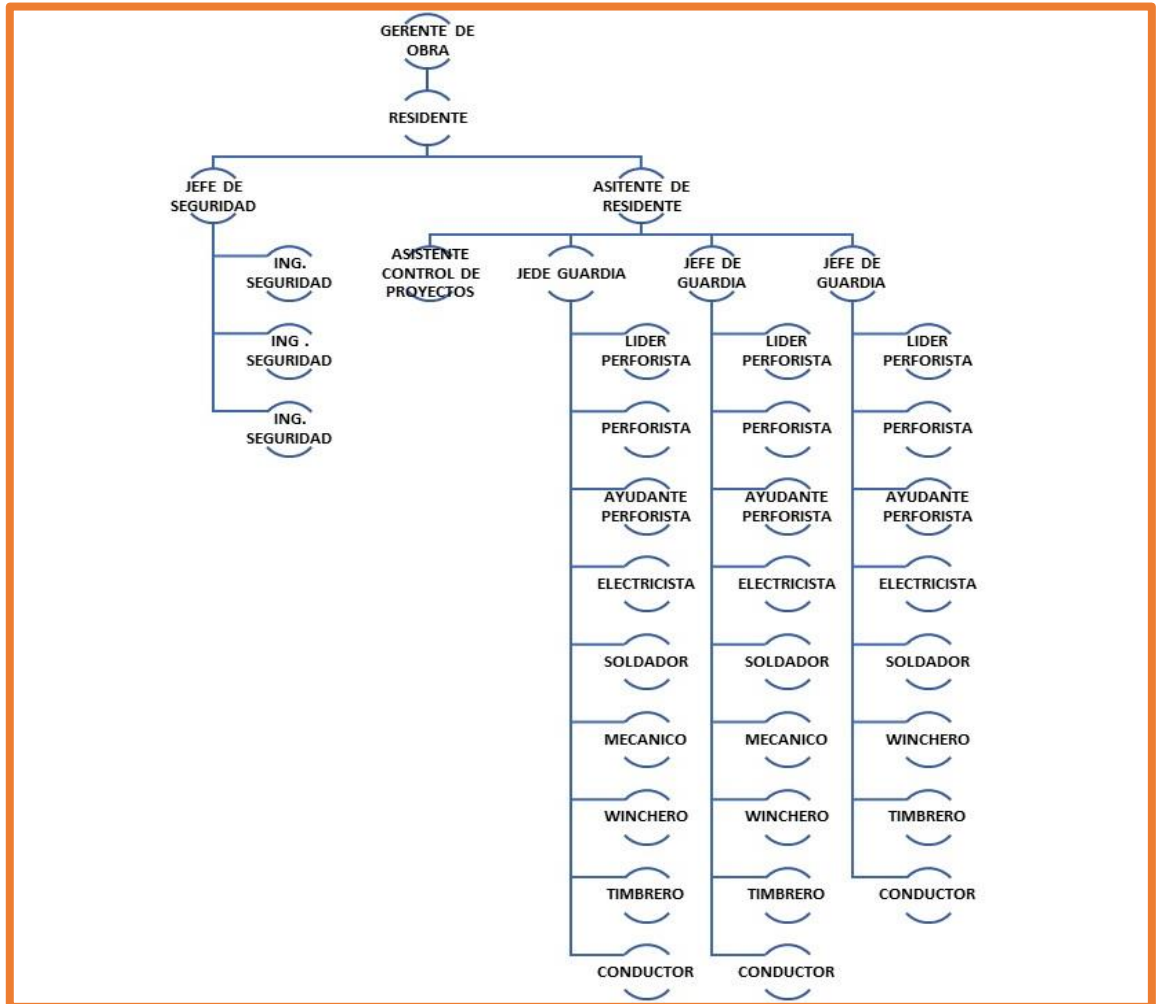


Personal en campo

- Asistente de residente; Coordina la planificación y ejecución técnica.
- Jefe de guardia: Supervisa las actividades operativas en cada turno.
- Personal de apoyo: Perforista, operadores, ayudantes, técnicos de sostenimiento.

Figura 34

Organigrama del desarrollo del pique



4.4 OPERACIONES EN LA RC-12A

El día 18 de setiembre del 2023 (Turno Noche), se realiza trabajos en la RC-12A (Sostenimiento de la columna de la chimenea, perforación de frente, carguío de explosivos y voladura a fin de guardia 4 pies)

El día 19 de setiembre del 2023 (turno día), se evidencia desprendimiento de rocas (chispeo) desde las primeras horas, se procede a registrar el monitoreo del chispeo, se paraliza la labor en coordinación con el área de geomecánica y seguridad industrial.

Tabla 3

Reporte de volumen de carga desprendida RC12A

REPORTE DE VOLUMEN DE CARGA DESPRENDIDO RC 12A					
Equipo usado: scooptram	6	yd ³			
Equipo usado: scooptram	4	yd ³			
eficiencia de carguío	85%				
factor equivalente 1 yd ³ a 1 m ³	0.76	m ³			
ITEM	CANTIDAD	UNIDAD	CANTIDAD (Lampones)	m ³	observaciones
Desmante evacuado con volquetes (1era campaña) carga remanente (24/09/2023)	3	viajes	9	34.88	3 viajes corresponde a remanente de voladuras anteriores
Desmante evacuado con volquetes (1era campaña) (24/09/2023)	2	viajes	6	23.26	carga proveniente del ultimo disparo adicionado el chispeo
Desmante evacuado con volquetes (2da campaña) (08/10/2023)	2	viajes	6	23.26	
Desmante evacuado con scoop a camara de acumulacion (19/10/2023)	11	lampones	11	42.64	
Desmante acumulado en base de chimenea RC (19.10.2023)	11	lampones	11	42.64	carga inferida no se considera en la cantidad de volumen
Desmante evacuado con scoop a camara de acumulacion (22/10/23) Turno noche	15	lampones	15	58.14	
Desmante evacuado con scoop a camara de acumulacion (23/10/23) Turno dia	16	lampones	16	62.02	
Desmante evacuado con scoop a camara de acumulacion (23/10/23) Turno noche	9	lampones	9	34.88	
Desmante evacuado con scoop a camara de acumulacion (25/10/23) Turno dia	18	lampones	18	46.51	Limpieza con scoop de 4 yd ³
Desmante evacuado con scoop a camara de acumulacion (25/10/23) Turno noche	19	lampones	19	49.10	Limpieza con scoop de 4 yd ³
Desmante evacuado con scoop a camara de acumulacion (26/10/23) Turno noche	5	lampones	5	12.92	Limpieza con scoop de 4 yd ³
Desmante evacuado con scoop a camara de acumulacion (28/10/23) Turno dia	29	lampones	29	74.94	Limpieza con scoop de 4 yd ³
Desmante evacuado con scoop a camara de acumulacion (29/10/23) Turno dia	16	lampones	16	62.02	Limpieza con scoop de 6 yd ³
Desmante evacuado con scoop a camara de acumulacion (29/10/23) Turno noche	10	lampones	10	25.84	Limpieza con scoop de 4 yd ³
Desmante evacuado con scoop a camara de acumulacion (31/10/23) Turno dia	28	lampones	28	72.35	Limpieza con scoop de 4 yd ³
total lampones			208		
				622.744	
volumen total desprendido m ³				587.86	

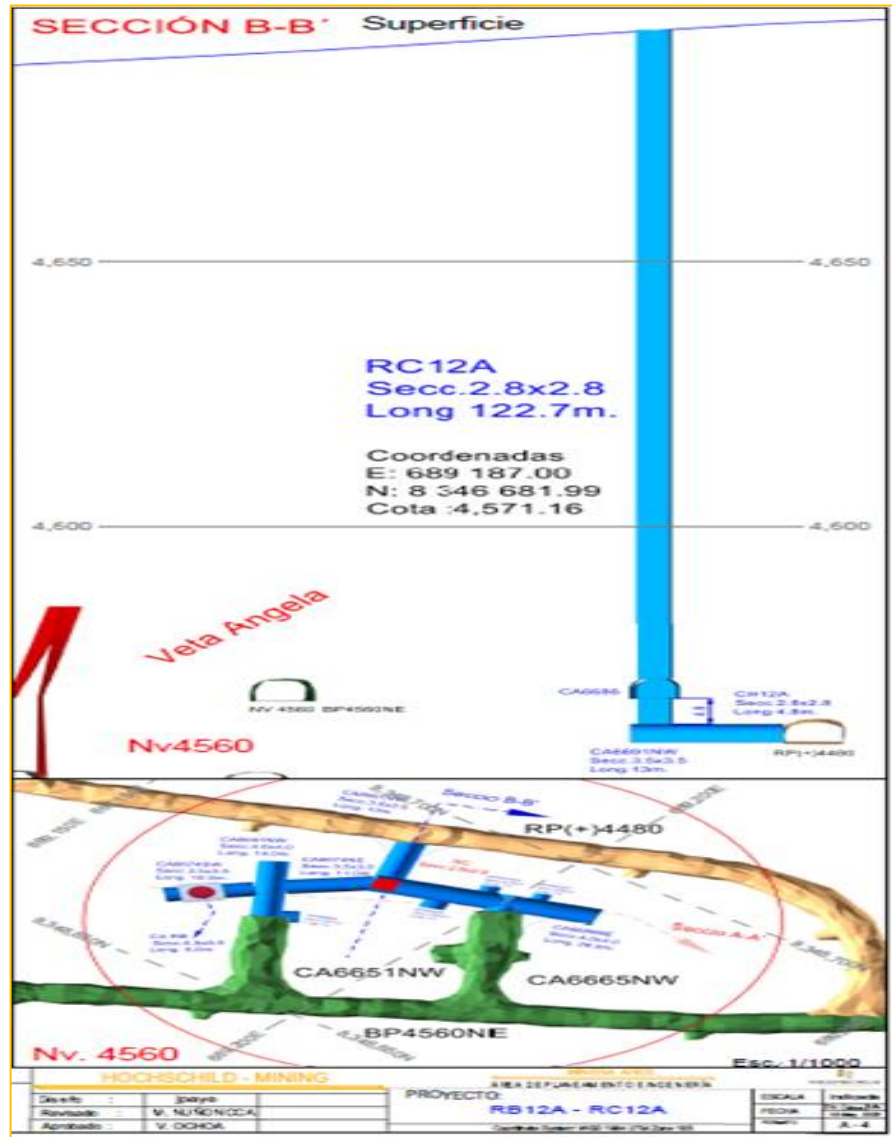
Datos del proyecto RC-12A

- RC – 12 A
- NV: 4560
- PROYECTO: 122.7m
- EJECUTADO: 79.3m
- POR EJECUTAR: 43.4m
- INSTALACION DE CARRIL AVANCE (02m): 40 UND.
- INSTALACION DE CUADRO METALICO: 54 UND.

- INSTALACION DE ANILLO METALICO BASE: 03 UND.
- SOSTENIMIENTO: CUADROS METALICOS ESPACIADOS A 1.2 M
- TIPO DE ROCA: IV-B
- TIEMPO DE ASCENSO: 5 MIN
- TIEMPO DE DESCENSO: 5 MIN
- INSTALACION DE CARRIL DE AVANCE: 5 MIN
- DESATADO DE ROCAS (SEGÚN CONDICION): 30 MIN
- SOSTENIMIENTO DE GUARDACABEZA (MALLA ELECTROSOLDAD Y SPLIT SET 5 PIES): 60 MIN
- PRESENTADO Y ANCLADO DE CUADRO METALICO: 40 MIN
- SOLDADURA DE CUADRO METALICO: 60 MIN
- TOPEADO CON BOLSACRETO EN CUADRO METALICO: 30 MIN
- DESPRENDIMIENTO DE MATERIAL (11/10/2023): CADA 120 MIN DE FRECUENCIA

Figura 35

Proyecto RC12A



Trabajo del proyecto del pique

- Se realizará la inspección y verificación del equipo trepador 01 por el técnico mecánico y se realizará las pruebas operativas correspondientes.
- Se realizará el llenado de las herramientas de gestión de seguridad en la zona de trabajo (PETAR, IPERC, ORDEN DE TRABAJO, TRABAJO EN ALTURA, ESPACIO CONFINADO), con todos los involucrados

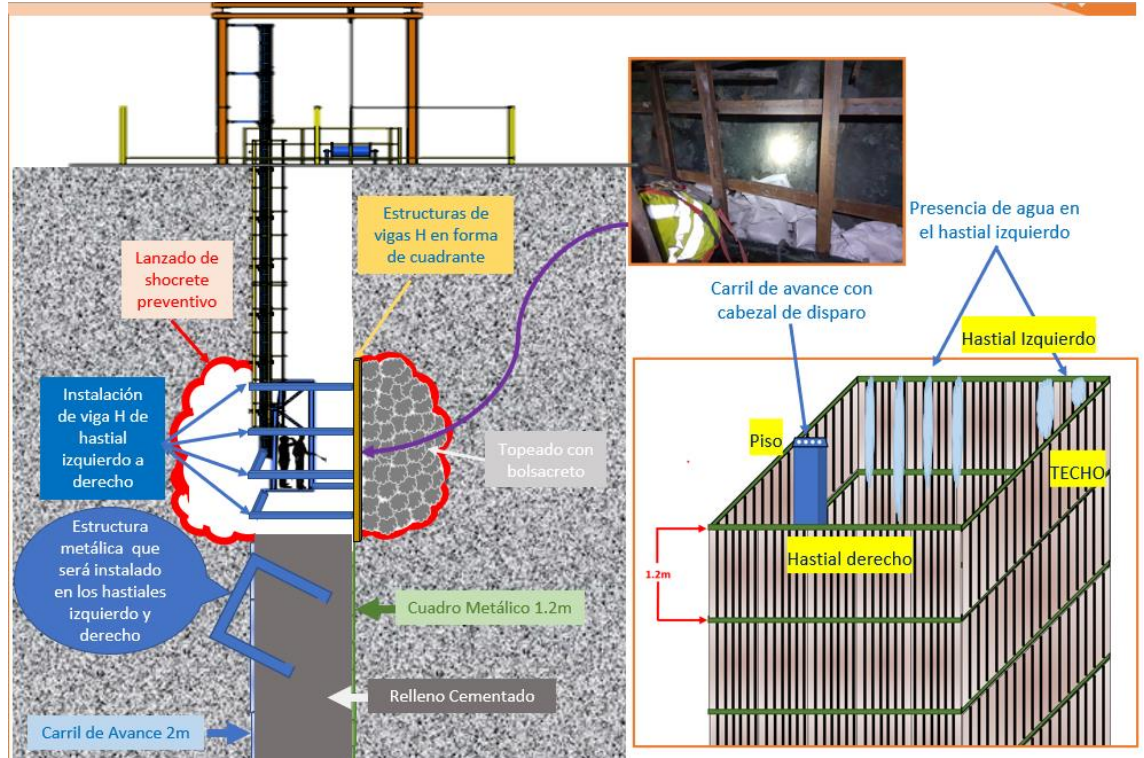
- Realizar el descenso a la chimenea con el personal, se verificará la zona a realizar los trabajos programados.
- Se tendrá 03 escenarios los cuales se gráfica y explica en la presentación
 - Primer Escenario: CAJA PISO Y CAJA TECHO (SOBRE EXCAVADO)
 - Segundo Escenario HASTIAL DERECHO E IZQUIERDO (SOBRE EXCAVADO)
 - Tercer Escenario: RELLENADO CON RELLENO CEMENTADO (SOBRE EXCAVADO)
- Una vez sostenido el área (Primer escenario y segundo escenario), se evaluará con el área de geomecánica para el tipo de sostenimiento que se realizará.
- El tercer escenario es la mejor opción por tener un falso piso, donde se podrá manipular, realizar trabajos y ejecutar los trabajos del proyecto.

Escenario 01 caja piso y caja techo (sobre excavado)

- Se realizará el descenso del equipo trepador
- Se realizará la instalación de una plataforma de sección completa (2.4 x 2.4 m)
- Se realizará el desatado de rocas sueltas en los hastiales izquierdo, derecho, techo y piso
- Se realizará el lanzado de shocrete preventivo con el equipo aliva en descenso a los hastiales
- Se realizará la instalación y anclado de estructura metálica en forma de U de vigas H, para los carriles de avance
- Una vez llegado a los cuadros metálicos, se realizará una plataforma de madera
- Se realizará el sostenimiento con malla electrosoldada en los hastiales
- Se realizará la instalación y estructura de vigas H en zona de trabajo
- Se realizará el encofrado con planchas acanaladas (soldadura)
- Se realizará el topeado con bolsacreto en los hastiales

Figura 36

Referencia gráfica del escenario 01



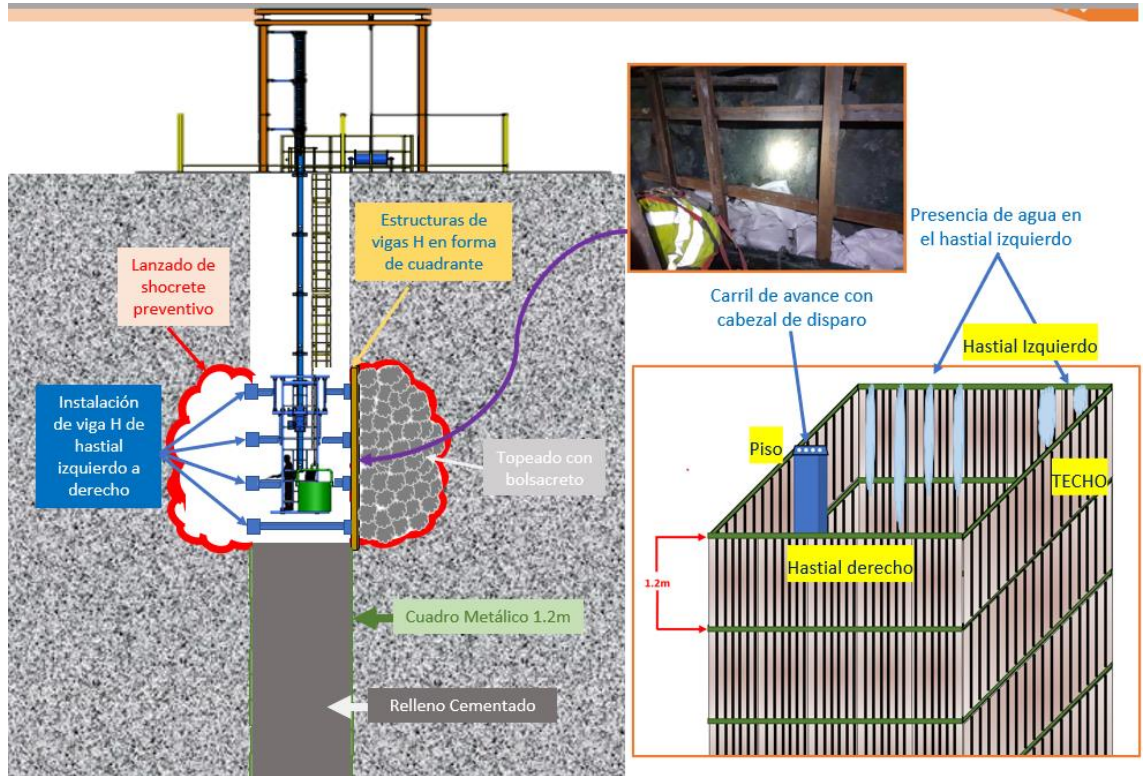
Escenario 02 hastial derecho e izquierdo (sobre excavado)

- Se realizará el descenso del equipo trepador
- Se realizará la instalación de una plataforma de sección completa (2.4 x 2.4 m)
- Se realizará el desatado de rocas sueltas en los hastiales izquierdo, derecho, techo y piso
- Se realizará el lanzamiento de shocrete preventivo con el equipo aliva en descenso a los hastiales
- Se realizará la instalación y anclado de vigas H, para los carriles de avance
- Una vez llegado a los cuadros metálicos, se realizará una plataforma de madera
- Se realizará el sostenimiento con malla electrosoldada en los hastiales
- Se realizará la instalación y estructura de vigas H en zona de trabajo
- Se realizará el encofrado con planchas acanaladas (soldadura)

- Se realizará el topeado con bolsacrete en los hastiales

Figura 37

Referencia gráfica del escenario 02

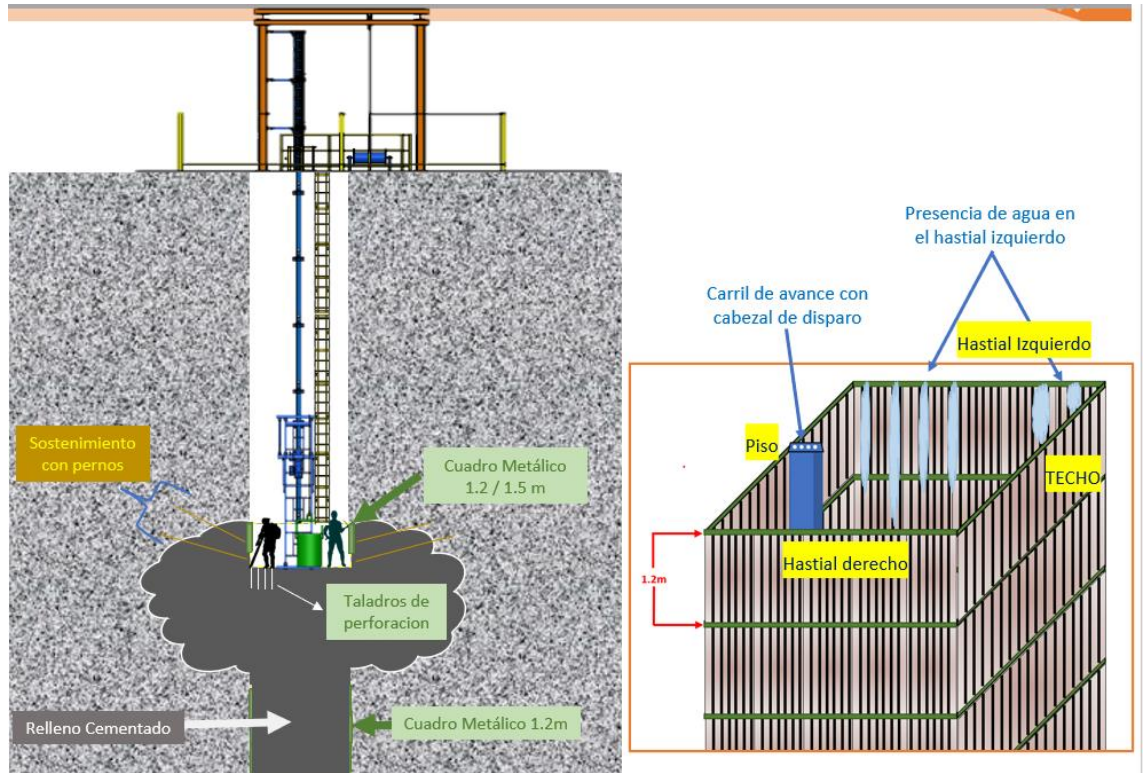


Escenario 03 sobre excavación relleno con relleno cementado

- Se realizará el descenso del equipo trepador
- Se realizará la perforación y voladura del relleno cementado
- Se realizará el desatado de rocas sueltas en los hastiales izquierdo, derecho, techo y piso
- Se realizará el sostenimiento según la evaluación geomecánica (sostenimiento con split set, cuadro metálico)
- Se realizará la limpieza de carga y evacuación del desmonte en el balde.

Figura 38

Referencia gráfica del escenario 03



Para la instalación de cuadro metálico, cuando existe un espacio que no contempla los cáncamos en L (1.2/1.5m), se realiza la soldadura de barras de jumbo, rieles, viga H, para realizar fortificación que existe entre los cuadros metálicos, y seguir ascendiendo

Figura 39

Cuadro metálico



Cuando no se tiene un hastial para realizar el anclado de carril de avance de 2m, se realiza la instalación de una viga H, perpendicular al carril de avance, y se realiza la soldadura del espaciador a la viga H, se acopla al carril de avance, posterior a eso se realizar el empernado al espaciador y se queda fijo el carril de avance, para los trabajos planeados

(trabajos realizados en la RC-7000 al comunicar una cámara)

Figura 40

Viga H



Cambio de cuadro metálico en la columna de la RC-23, se verifica la sobre excavación y se realiza un plan de trabajo, que consta de la instalación de vigas H en forma de cocada para reforzar y controlar el hastial, topeado con bolsacreto en la columna de la chimenea y posterior soldadura de planchas trapezoidales.

Figura 41

Cuadro metálico en la columna de la RC-23



Verificación con cámara de la columna de la RC-12A

La superficie se realiza la inserción de una cámara sujetado a una cuerda y se introduce en el DDH del RC-12A, y se verifica la columna de la chimenea; donde se observa que el desprendimiento de la roca es en los hastiales derecho e izquierdo de la columna de la chimenea, se observa también que el ultimo cuadro metálico esta sin ninguna deformación y al izar la zona y se introduzca el equipo al taladro, hay una distancia de 8.0 a 8.8 m, lo cual indica que hay sobre rotura en la corona de trabajo; y en el hastial izquierda se verifica la presencia de agua.

Figura 42

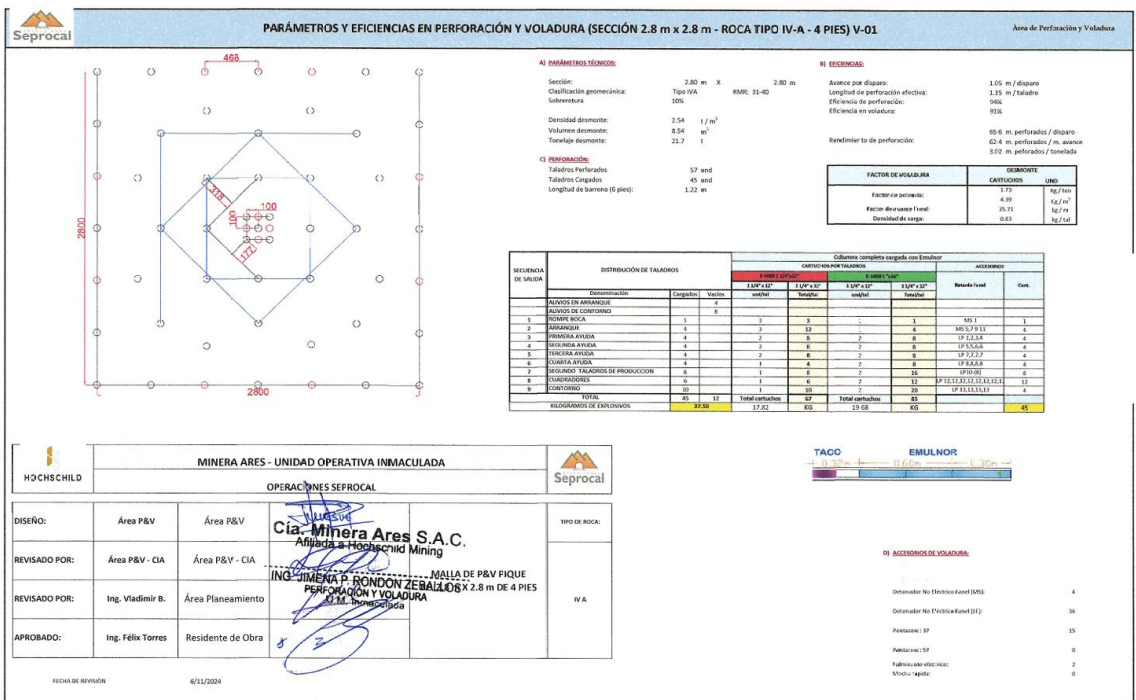
Verificación de la columna



Perforación y voladura tramo largo-roca mala IV-A

Figura 43

Malla de perforación del tramo largo roca mala IV-A



Para el avance del pique vertical RC12A en la Unidad Minera Inmaculada, se diseñó una malla de perforación y voladura adaptada a una sección reducida de 2.80 m x 2.80 m, ejecutada en roca de clasificación geomecánica Tipo IV-A, con un valor de RMR estimado entre 31 y 40. Este tipo de macizo presenta condiciones fracturadas pero competentes, lo cual permite aplicar una voladura controlada con energías moderadas, garantizando la estabilidad de las paredes del pique y reduciendo la sobrerotura, que se estimó en un 10%.

Parámetros generales del diseño

El diseño consideró una longitud de barreno de 1.22 m (4 pies) por ciclo de avance, con un avance efectivo de 1.05 m por disparo. La perforación se realizó con una eficiencia del 91%, y el volumen de desmonte generado por cada disparo fue de 8.54 m³, equivalente a aproximadamente 21.7 toneladas, según una densidad seca de 2.54 t/m³.

Distribución de taladros.

Se perforaron un total de 57 taladros por ciclo, de los cuales 45 fueron cargados con explosivo y 12 se dejaron vacíos, cumpliendo funciones de alivio, testigo o control de contorno. La distribución técnica de los taladros fue la siguiente:

- Taladros de arranque y alivios (4)
- Taladros de contorno (8)
- Boca y cuadrantes (11)
- Ayudas (primera a cuarta) y taladros de producción (22)
- Taladros de control y testigos (12 no cargados)

Esta configuración asegura una fragmentación progresiva desde el centro hacia las esquinas, facilitando la rotura eficiente del macizo y evitando daño excesivo en los bordes del pique.

Diseño de carga y accesorios de voladura.

La carga explosiva utilizada fue emulsión encartuchada Emulnor, distribuida en columnas según el diseño de carga escalonado con cartuchos de:

- 1½" x 12"
- 1½" x 16"
- 2" x 16"

La cantidad total de explosivo cargado fue de 45 kg por disparo, con un factor de carga global de 2.08 kg/m³. El taco fue de 0.32 m de material estéril, permitiendo un buen confinamiento de los gases de voladura. El factor de carga específico fue:

- Factor de avance lineal: 3.43 kg/m
- Factor de carga por tonelada: 2.08 kg/t
- Densidad de carga: 0.83 kg/lm

Se utilizaron detonadores no eléctricos MS5 (4 unidades) para los alivios de arranque, y detonadores LP (36 unidades) para el retardo de la secuencia principal. La iniciación fue realizada mediante pentacord de 5 pies (35 unidades) y 3 pies (2 unidades), con una secuencia de encendido en abanico y control central.

En otras palabras, la eficiencia en voladura se reportó en 91%, con un rendimiento de perforación de 65.6 m por disparo, lo que representa una productividad de 3.02 m perforados por tonelada removida. Estos indicadores validan que el diseño permitió un balance adecuado entre consumo de explosivo, fragmentación del macizo, y control de contorno, factores fundamentales en la excavación vertical de piques con Raise Climber descendente.

4.5 MEMORIA DE CALCULO - CIMENTACION DE WINCHE DE 10 TON Y 2.2 TON- INGENIERÍA DE DETALLE PARA SISTEMA DE IZAJE PROYECTO PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 UNIDAD INMACULADA

Losa winche - 10tn

Condiciones de diseño

Winche de 10 ton modelo WGR-10		
Peso Winche: W_t :=		5,430 kgf
(incluye peso de cable)		
Concreto:		
Peso Propio (γ_c)		$W_t = 2,400 \text{ kgf/m}^3$
Resistencia (f'_c a 28 días)		$f'_c = 210 \text{ kgf/cm}^2$
Esfuerzo Compresión ($0.45 f'_c$)		$f_c = 95 \text{ kgf/cm}^2$
Esfuerzo de Corte ($0.5 (f'_c)^{0.5}$)		$V_c = 7.2 \text{ kgf/cm}^2$
Relación Módulos Elásticos		$n = 9$
Acero Refuerzo:		
Límite de Fluencia (f_y)		$f_y = 4,200 \text{ kgf/cm}^2$
Esfuerzo de Tensión ($0.4 f_y$)		$f_s = 1,680 \text{ kgf/cm}^2$
Terreno:		
Condiciones en superficie de acuerdo con estudio geomecanico proporcionado por el cliente.		
Capacidad Portante del Terreno		$\sigma_0 = 3.0 \text{ kgf/cm}^2$
		(debera ser confirmado con estudio de suelos).
Estabilidad:		
Factor de Seguridad al volteo :		
Condiciones Normales ($h > h_0$)	$\eta_0 =$	2.0
Condiciones Sismo ($h > h_0$)	$\eta_0 =$	1.3

Geometría

Largo:	$B =$	3.50m
Ancho:	$A =$	2.50m
Espesor:	$h =$	2.00m

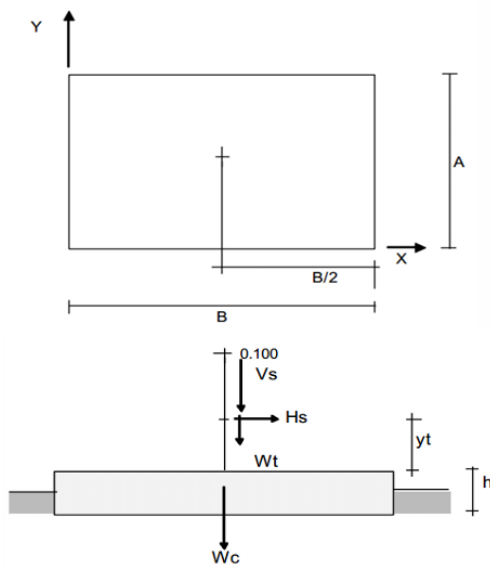
Solicitaciones

Peso Winche de 10 ton modelo WGR-10 $W_t = 5,430 \text{ kgf}$

Condiciones	sísmicas	de	diseño
Zona 3	Z= 0.3	Factor de Uso	U = 1.5
		Kh=Z.U.C1	Kh = 0.405
Inercia por sismo:		V = Kh x Peso estructura	
Sismo Horizontal sobre Winche:	Hs = Wt x Kh	Hs =	2,199 kgf
Peso Propio Cimentación:	Pp = h.A.B.y c	Pp =	42,000 kgf

Figura 44

Condiciones sísmicas de diseño



Análisis de estabilidad

Condiciones de sismo:

Peso Propio: Winche $Wt = 5,430 \text{ kgf}$

Se asume una excentricidad de 0.10 m en la ubicación del centro de gravedad.

se asume centro de gravedad del Winche

$xw = 1.85 \text{ m}$

$yw = 0.60 \text{ m}$

Base de concreto

$Pp = 42,000 \text{ kgf}$

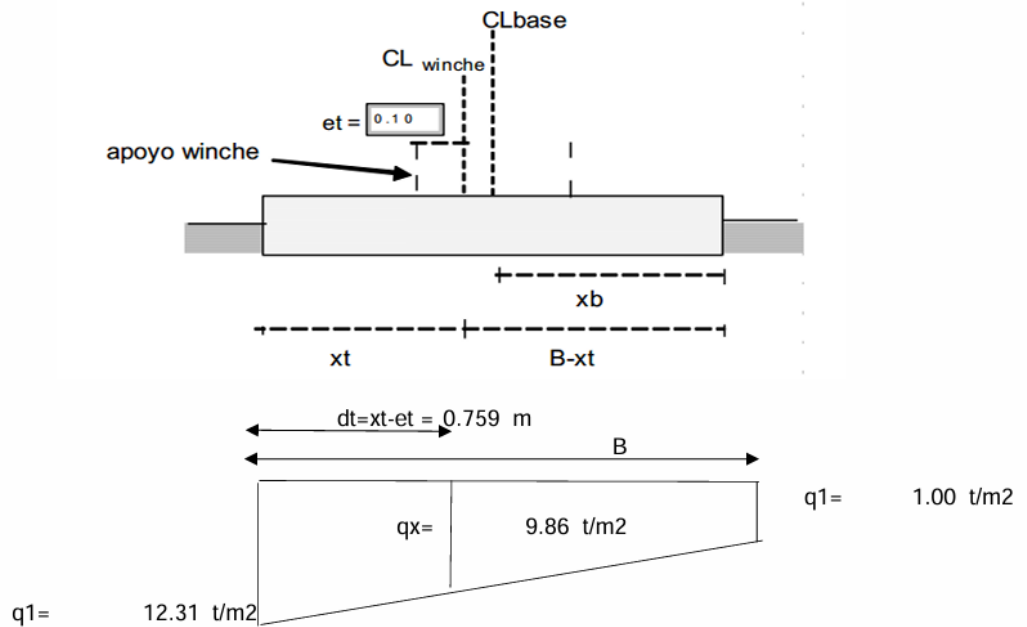
$xb = B/2$

$yb = 1.00 \text{ m}$

$xb = 1.75 \text{ m}$

Figura 46

Presiones sobre el terreno y áreas de acero de refuerzo (unidades de presión en gráfico: ton/m²)



$qx = .99 \text{ kgf/cm}^2$

$dt = 0.76 \text{ m}$

Diseño de base de winche

Cortante

$S = 0.5 \cdot (q1 + qx) \cdot L$

$S = 11,084.69 \text{ kgf/m}$

Momento

$M := \left[\frac{1}{2} \cdot qx \cdot dt^2 + \frac{1}{2} \cdot (q1 - qx) \cdot dt \cdot \frac{2}{3} \cdot dt \right] \cdot l$

$M = 3,310.83 \text{ kgf.m}$

Verificación por cortante

$l = 1.00 \text{ m}$

$Wu = q1 \cdot dt$

$Wu = 9,344.33 \text{ kgf/m}$

$d = h - 7 \text{ cm}$

$d = 193.00 \text{ cm}$

$uu = Wu(dt-d)/(l \cdot h)$

$uu = -.55 \text{ kgf/cm}^2 < vc = 7.2 \text{ kgf/cm}^2 \text{ OK}$

Diseño por flexión (Métodos esfuerzos admisibles o de carga de trabajo)

$$\mu_u = M$$

$$\mu_u = 3,310.83 \text{ kgf.m}$$

$$k := \frac{1}{1 + \frac{f_s}{n \cdot f_c}}$$

$$J = 1 - k/3$$

$$K = 0.336$$

$$J = 0.888$$

$$A_s := \frac{\mu_u}{f_s \cdot j \cdot d}$$

$$A_s = 1.15 \text{ cm}^2$$

Separación (para 3/4" área 2.85 cm²)

$$a_s = 2.85 \text{ cm}^2$$

$$S = A_s \cdot l / a_s$$

$$s = 247.84 \text{ cm}$$

Cuantía mínima de reglamento

$$A_{s \text{ min}} = 0.0018 \cdot l \cdot d$$

$$A_{s \text{ min}} = 86.85 \text{ cm}^2$$

$$S = a_s \cdot B / A_{s \text{ min}}$$

$$S = 12 \text{ cm}$$

Usar acero $\phi 3/4"$ a 12 cm en ambos sentidos capa inferior

$$\text{Acero Superior } A_{ss} = 0.0014 \cdot l \cdot d$$

$$A_{ss} = 94.57 \text{ cm}^2$$

$$S_s = a_s \cdot B / A_{ss}$$

$$a_{ss} = 2.85 \text{ cm}^2$$

$$S_s = 11 \text{ cm}$$

Usar acero $\phi 3/4"$ a 10 cm en ambos sentidos capa superior

Losa Winches – 2TN

Condiciones de diseño

Winche KDJ - 2200kg Marca RHINO HOIST		
Peso Winche: $W_t :=$ (incluye peso de cable)		654 kgf
Concreto:		
Peso Propio (Y_c)	$W_t =$	2,400 kgf/m ³
Resistencia (f'_c a 28 días)	$f'_c =$	210 kgf/cm ²
Esfuerzo Compresión ($0.45 f'_c$)	$f_c =$	95 kgf/cm ²
Esfuerzo de Corte ($0.5 (f'_c)^{0.5}$)	$V_c =$	7.2 kgf/cm ²
Relación Módulos Elásticos	$n =$	9
Acero Refuerzo:		
Límite de Fluencia (f_y)	$f_y =$	4,280 kgf/cm ²
Esfuerzo de Tensión ($0.4 f_y$)	$f_s =$	1,712 kgf/cm ²
Terreno:		
Condiciones en superficie de acuerdo con estudio geomecanico proporcionado por el cliente.		
Capacidad Portante del Terreno	$\sigma_0 =$	3.0 kgf/cm ²
		(debera ser confirmado con estudio de suelos).
Estabilidad:		
Factor de Seguridad al volteo :		
Condiciones Normales ($h > h_0$)	$\eta_0 =$	2.0
Condiciones Sismo ($h > h_0$)	$\eta_0 =$	1.3

Geometría

Largo:	$B =$	2.20m
Ancho:	$A =$	2.00m
Espesor:	$h =$	2.00m

Solicitaciones

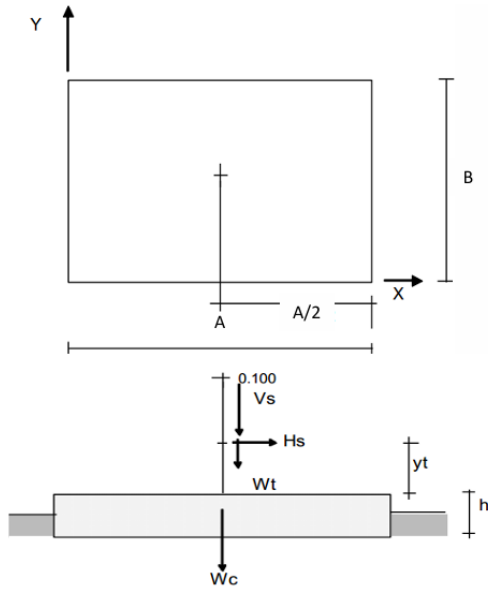
Peso Winche KDJ - 2200kg Marca RHINO HOIST $W_t = 654$ kgf

Condiciones sísmicas de diseño

Zona 3	$Z = 0.3$	Factor de Uso	$U = 1.5$	$C1 = 0.9$
		$Kh = Z.U.C1$	$Kh = 0.405$	
Inercia por sismo:		$V = Kh \times \text{Peso estructura}$		
Sismo Horizontal sobre Winche:		$H_s = W_t \times Kh$	$H_s =$	265 kgf
Peso Propio Cimentación:		$P_p = h.A.B.\gamma_c$	$P_p =$	21,120 kgf

Figura 47

Condiciones sísmicas de diseño



Análisis de estabilidad

Condiciones	de	sismo:
Peso Propio: Winche	$W_t =$	654 kgf
Se asume una excentricidad de 0.10 m en la ubicación del centro de gravedad.		
se asume centro de gravedad del Winche	$x_w =$	1.10 m
	$y_w =$	0.37 m
Base de concreto	$P_p =$	21,120 kgf
	$x_a = A/2$	$x_b = 1.00 \text{ m}$
		$y_b = 1.00 \text{ m}$

CARGAS	Vertical			Horizontal		
	V	x	Mx	H	y	My
Peso propio						
Winche	654 kgf	1.10 m	719.40 kgf.m			
Base	21,120 kgf	1.00 m	21,120.00 kgf.m			
Carga Winche						
Vertical	-717 kgf	1.10 m	-788.72 kgf.m			
Horizontal				602 kgf	2.37 m	1,425.91 kgf.m
Sismo						
Winche	177 kgf	1.10 m	194.24 kgf.m	265 kgf	2.37 m	627.74 kgf.m
Base	5,702 kgf	1.00 m	5,702.40 kgf.m	8,554 kgf	1.00 m	8,553.60 kgf.m
TOTAL	26,936 kgf		26,947.32 kgf.m	9,420 kgf		10,607.25 kgf.m

$$\begin{aligned} \Sigma M_x &= 26,947.32 \text{ kgf.m} \\ \Sigma M_y &= 10,607.25 \text{ kgf.m} \\ \Sigma V &= 26,936 \text{ kgf} \\ \Sigma H &= 9,420 \text{ kgf} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{FSD} &= 1.72 > 1.50 \\ \text{FSV} &= 2.54 > 1.75 \end{aligned}$$

$$\chi = (\Sigma M_x - \Sigma M_y) / \Sigma V \quad X = 0.61 \text{ m}$$

la excentricidad resulta:

$$\epsilon = A/2 - X \quad \epsilon = 0.39 \text{ m} > A/6 = 0.33 \text{ m}$$

la carga sobre el terreno:

$$q_1 = 2 \times \Sigma V / 3 (A/2 - \epsilon) B \quad q_1 = 1.35 \text{ kgf/cm}^2 < 1.2 \sigma = 3.60 \text{ kgf/cm}^2$$

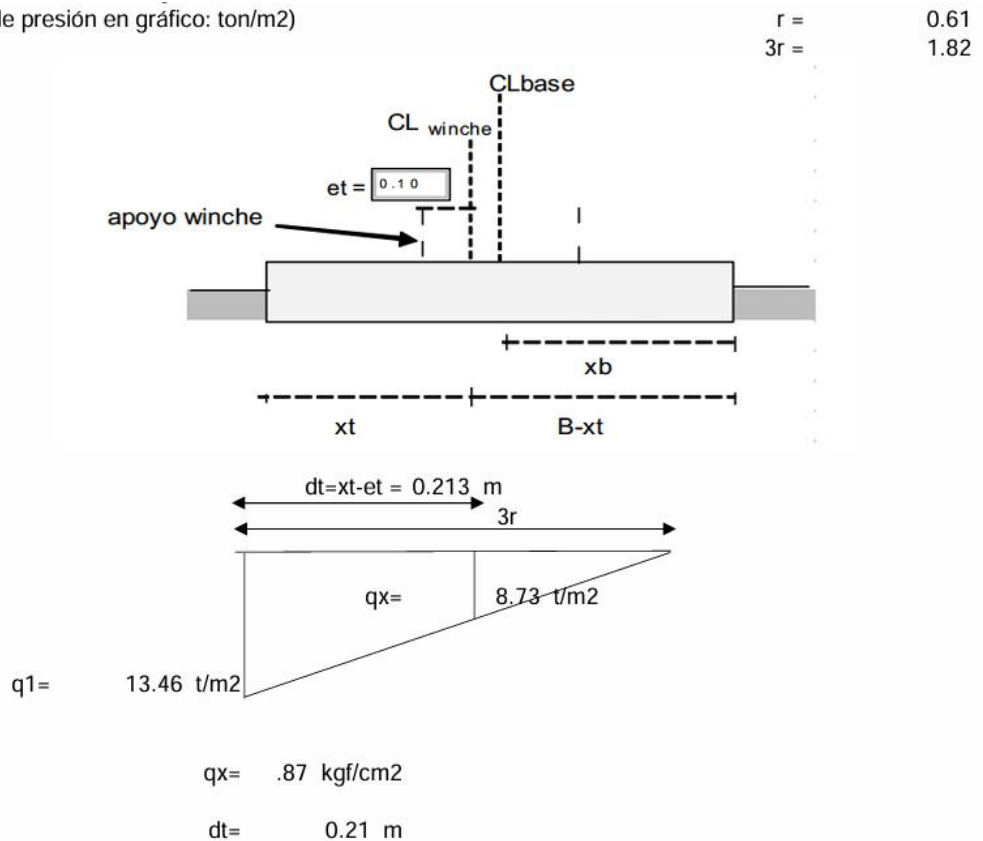
Para las condiciones supuestas de ubicación de centro de gravedad del equipo, y para las condiciones sísmicas asumidas, que son bastante conservadoras, las cargas transmitidas al terreno serán resistidas por el terreno rocoso con bastante seguridad.

Presiones sobre el terreno y áreas de acero de refuerzo

Figura 48

Presiones sobre el terreno y áreas de acero de refuerzo (unidades de presión en gráfico: ton/m²)

(unidades de presión en gráfico: ton/m²)



Diseño de base de winche

Cortante

$$S = 0.5 \cdot (q_1 + q_x) \cdot L$$

$$S = 11,090.36 \text{ kgf/m}$$

Momento

$$M := \left[\frac{1}{2} \cdot q_x \cdot dt^2 + \frac{1}{2} \cdot (q_1 - q_x) \cdot dt \cdot \frac{2}{3} \cdot dt \right] \cdot l$$

$$M = 270.10 \text{ kgf.m}$$

Verificación

por

cortante

$$l = 1.00 \text{ m}$$

$$W_u = q_1 \cdot dt$$

$$W_u = 2,869.41 \text{ kgf/m}$$

$$d = h - 4$$

$$d = 193.00 \text{ cm}$$

$$u_u = W_u(dt-d)/(l \cdot h)$$

$$u_u = -0.25 \text{ kgf/cm}^2 < v_c = 7.2 \text{ kgf/cm}^2 \quad \text{OK}$$

Diseño por flexión (Método de la carga de trabajo)

$$M_u = M$$

$$M_u = 270.10 \text{ kgf.m}$$

$$k := \frac{1}{1 + \frac{f_s}{n \cdot f_c}}$$

$$J = 1 - k/3$$

$$K = 0.332$$

$$J = 0.889$$

$$A_s := \frac{M_u}{f_s \cdot j \cdot d}$$

$$A_s = 0.09 \text{ cm}^2$$

Separación (para 3/4" área 2.85 cm²)

$$a_s = 2.85 \text{ cm}^2$$

$$S = A_s \cdot l / a_s$$

$$s = 3100.68 \text{ cm}$$

Cuantía mínima de reglamento

$$A_{s \text{ min}} = 0.0018 \cdot l \cdot d$$

$$A_{s \text{ min}} = 69.48 \text{ cm}^2$$

$$S = a_s \cdot B / A_{s \text{ min}}$$

$$S = 10 \text{ cm}$$

Usar acero $\phi 3/4"$ a 10 cm en ambos sentidos capa inferior

$$\text{Acero Superior} \quad A_{ss} = 0.0014 \cdot l \cdot d$$

$$A_{ss} = 59.44 \text{ cm}^2$$

$$a_{ss} = 2.85 \text{ cm}^2$$

$$S_s = a_s \cdot B / A_{ss}$$

$$S_s = 11 \text{ cm}$$

Usar acero $\phi 3/4"$ a 10 cm en ambos sentidos capa superior

4.6 INGENIERÍA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA - MEMORIA DE CÁLCULO POLEAS Y EJES

A continuación, se mostrará el cálculo y selección de Poleas, Chumaceras y ejes

Normas

- Reglamento Nacional de Edificaciones (RNE)
- Norma E.020 Cargas. Norma E.030 Diseño Sismoresistente.
- Norma E.090 Estructuras metálicas.
- Norma E.060 Diseño en concreto Armado. Specifications for Structural Steel.
- Load and Resistance Factor Design AISC 360 Código de Soldadura Estructural en Acero (AWS) Minimum Design Loads For Buildings and Other Structures ASCE7-05

Materiales

Acero Estructural Barra: (SAE – AISI 1045) - $f_y = 5404.5 \text{ kg/cm}^2$

Soldaduras y Conectores: Electrodo celulósicos (Según AWS D1.1 E-70) - $f_u = 4200 \text{ kg/cm}^2$.

Arreglo general

Figura 49

Arreglo general – Polea para balde de servicios

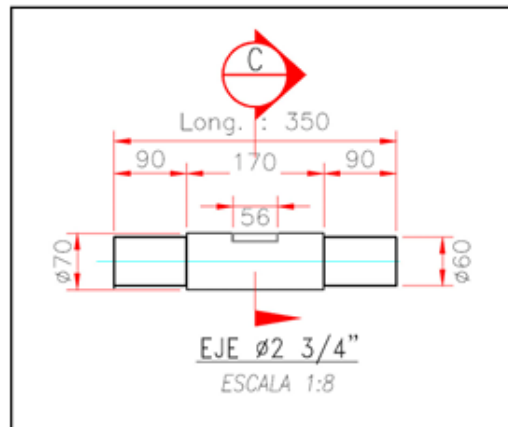
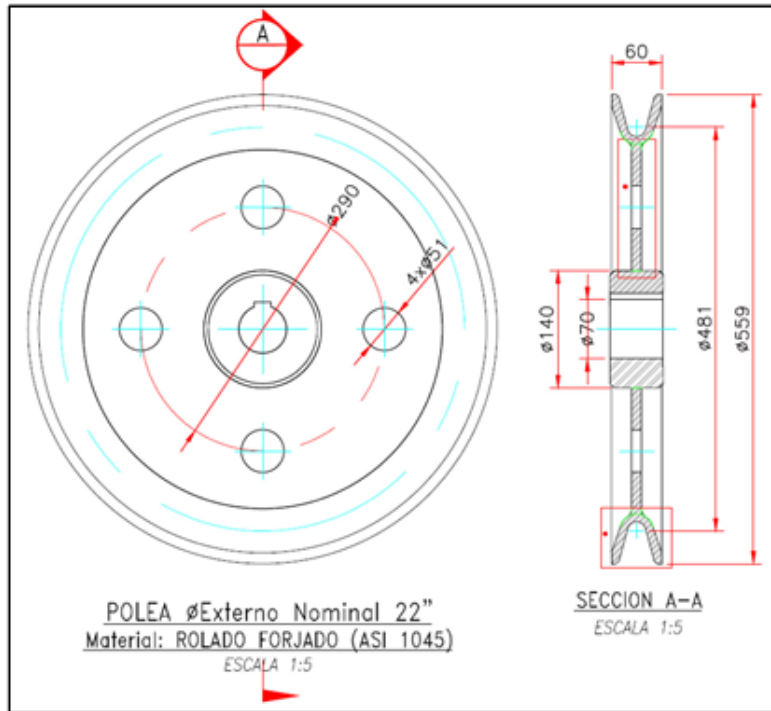
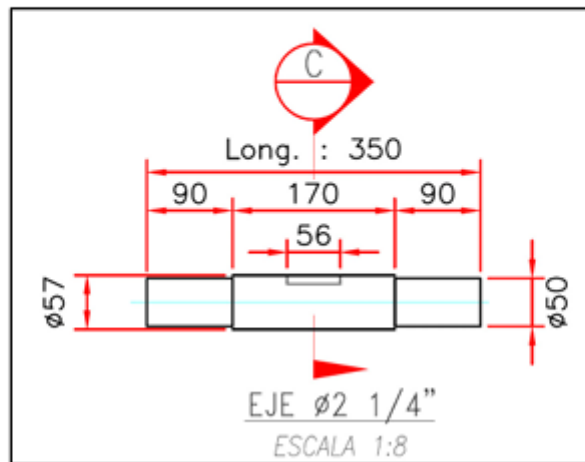
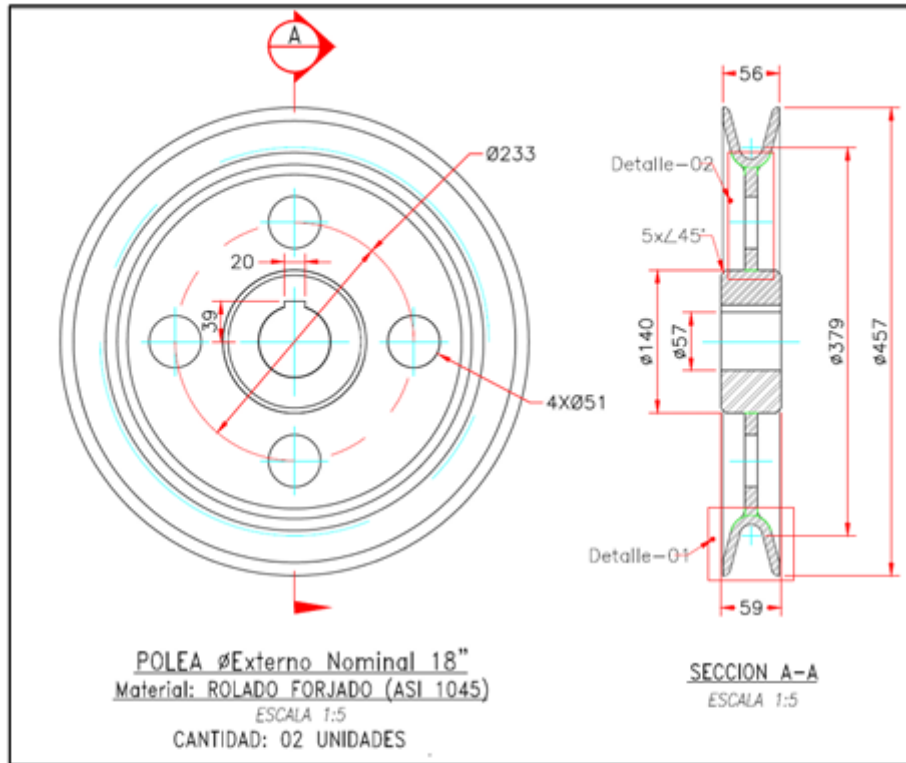


Figura 50

Arreglo general – Polea para cable guía



Combinaciones de carga

Las combinaciones de cargas para el método de Factores de Resistencia y Carga (LRFD). Son las siguientes:

✓ (1.4.1)	$1.4 D$
✓ (1.4.2)	$1.2 D + 1.6 L + 0.5 (S \text{ ó } L_r \text{ ó } R)$
✓ (1.4.3)	$1.2 D + 1.6 (S \text{ ó } L_r \text{ ó } R) + (0.8 W \text{ ó } 0.5 L)$
✓ (1.4.4)	$1.2 D + 1.3 W + 0.5 L + 0.5 (L_r \text{ ó } S \text{ ó } R)$
✓ (1.4.5)	$1.2 D \pm 1.0 E + (0.5 L \text{ ó } 0.2 S)$
✓ (1.4.6)	$0.9 D \pm (1.3 W \text{ ó } 1.0 E)$

Donde:

D: Carga permanente debida al peso de los elementos y efectos permanentes sobre la estructura.

L: Carga viva debida al uso y ocupación de la estructura.

L_r: Carga viva en las Azoteas.

W: Carga del viento.

S: Carga de la nieve.

E: Carga del sismo de acuerdo a la norma.

R: Carga por lluvia o granizo.

Estados de carga

Cargas permanentes (D)

CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CARGA	UNIDAD
D1	Peso de polea de Ø18"	21	Kg
D2	Peso de polea de Ø22"	34	Kg

Cargas Vivas (sobrecarga) (L): Son aquellas cargas producidas por el uso y ocupación de la estructura. Se obtienen del reglamento nacional de edificaciones y de las condiciones de servicio.

CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CARGA	UNIDAD
L1	Carga de Rotura de cable Ø1/2" serie 6x19 tipo cobra.	9.71	Tn
L2	Carga de Rotura de cable Ø7/8" serie 6x19 tipo cobra.	29.2	Tn

Cargas Viva Ultima (ELU)

Análisis de carga - Chumaceras de la polea para izaje del balde

Peso del Balde:	300.0 kg
Peso 1 Cable Ø7/8 x130m:	260.0 kg
Carga útil del balde:	1125.0 kg
Peso de la Cruceta:	200.0 kg
<u>Peso de accesorios de izaje:</u>	<u>100.0 kg</u>
Carga total de izaje:	1985.0 kg = 2.0 tn

El Factor de seguridad de Cables de izaje en minas es 5 a 7.
5 para izaje de carga.
7 para izaje de Personal.

El balde es izado con cable de 7/8" con una carga de rotura de 29.2 Tn, entonces cumple con el factor de seguridad mayor a 5, para izaje de carga.

Carga considerada para el cálculo (F.S = 5) es 10.0 Tn Cálculo de reacciones en las chumaceras de la polea.

$$2R_x = 10 \times \cos(38^\circ)$$

$$R_x = 3.94 \text{ Tn}$$

$$2R_y = 10 + 10 \times \sin(38^\circ)$$

$$R_y = 8.08 \text{ Tn}$$

Figura 51

Esquema de Carga – Polea para Balde de servicios

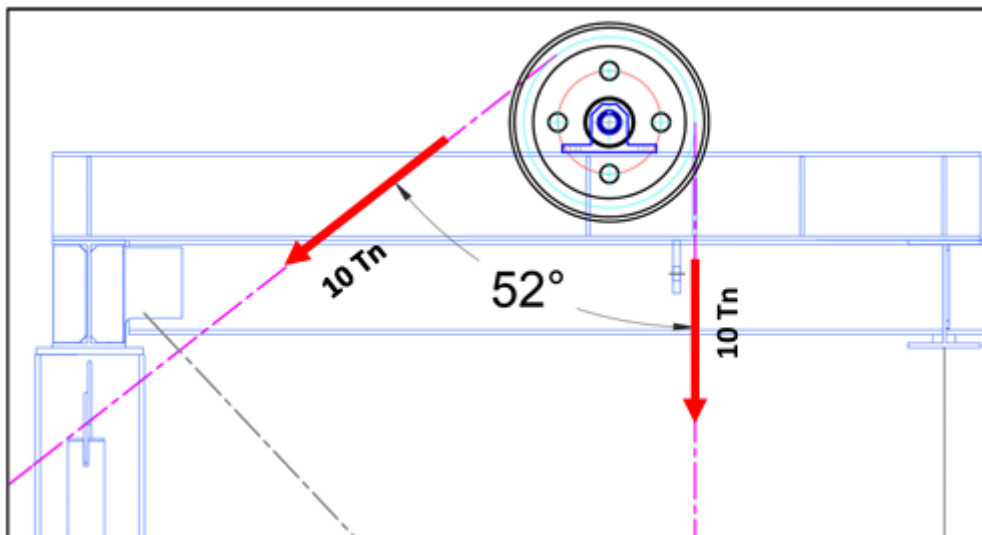
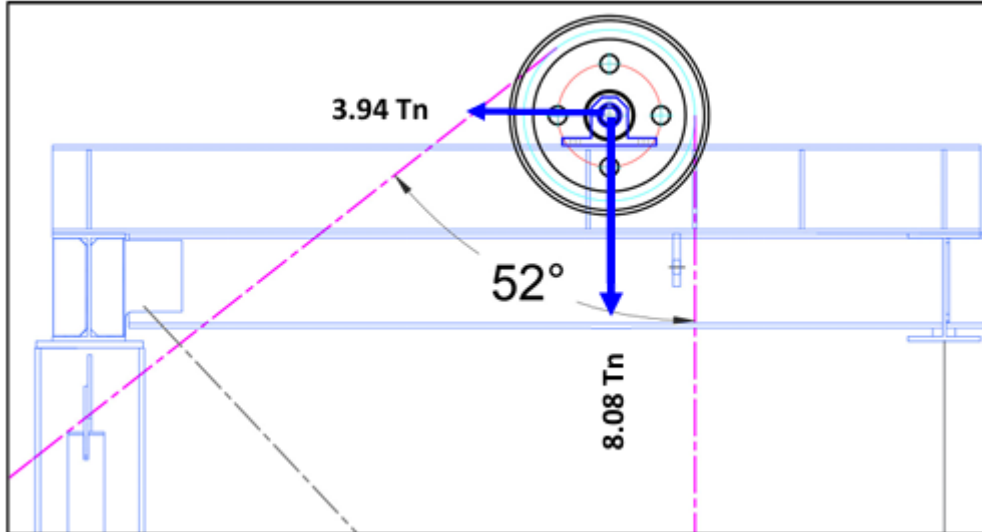


Figura 52

Reacciones en las chumaceras – Polea para Balde de servicios



Dado que la máxima reacción es 8.08 Tn, Por lo tanto, seleccionamos para izaje del balde la siguiente chumacera SKF SYNT 60 FTF o equivalente. Con una clasificación de carga dinámica básica de 156 kN=15.9 Tn

Chumaceras de la polea para cables guía:

Peso 1 Cable Ø1/2 x138m:	85 kg
<u>Tensión máxima del cable:</u>	<u>350kg</u>
Carga total en cada cable:	435 kg = 0.44 Tn

El Factor de seguridad de Cables de izaje en minas es 5 a 7.

5 para izaje de carga.

7 para izaje de Personal.

El cable de 1/2" con una carga de rotura de 9.71 Tn, se tensiona y se usa como cable guía de la cruceta y cumple con el factor de seguridad mayor a 5.

Carga considerada para el cálculo (FS=5) es 2.2 Tn Cálculo de reacciones en las chumaceras de las poleas.

$$2R_x = 2.2 \times \cos(50^\circ)$$

$$R_x = 0.71 \text{ Tn}$$

$$2R_y = 2.2 \times \sin(50^\circ) + 2.2$$

$$R_y = 1.94 \text{ Tn}$$

Figura 53

Esquema de Carga – Polea para cable guía

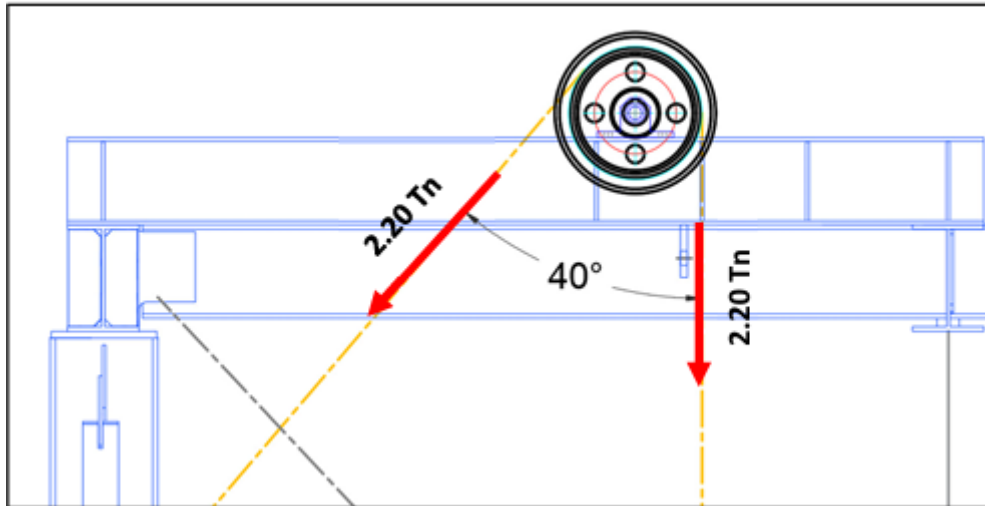
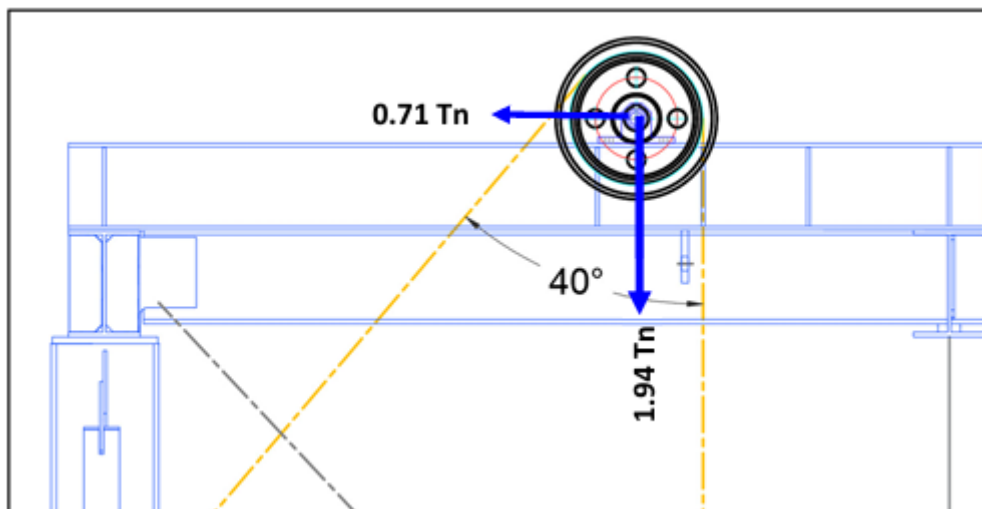


Figura 54

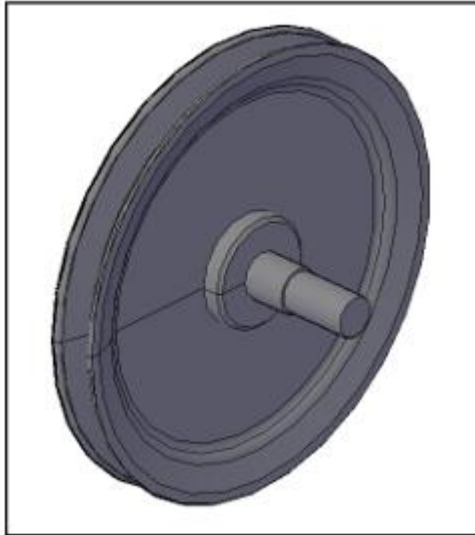
Esquema de Carga – Polea para cable guía perpendicular



Dado que la máxima reacción es 1.94 Tn, Por lo tanto, seleccionamos para tensión de los cables guía la siguiente chumacera SKF SYNT50 FTF o equivalente. Con una clasificación de carga dinámica básica de $104 \text{ kN} = 10.6 \text{ Tn}$

Figura 55

Modelo 3D – Poleas de Ø18” y Ø22”



En base a los datos mencionados, se obtuvo los siguientes resultados respecto

a:

Análisis de tensiones

Figura 56

Eje de Polea de Ø18”

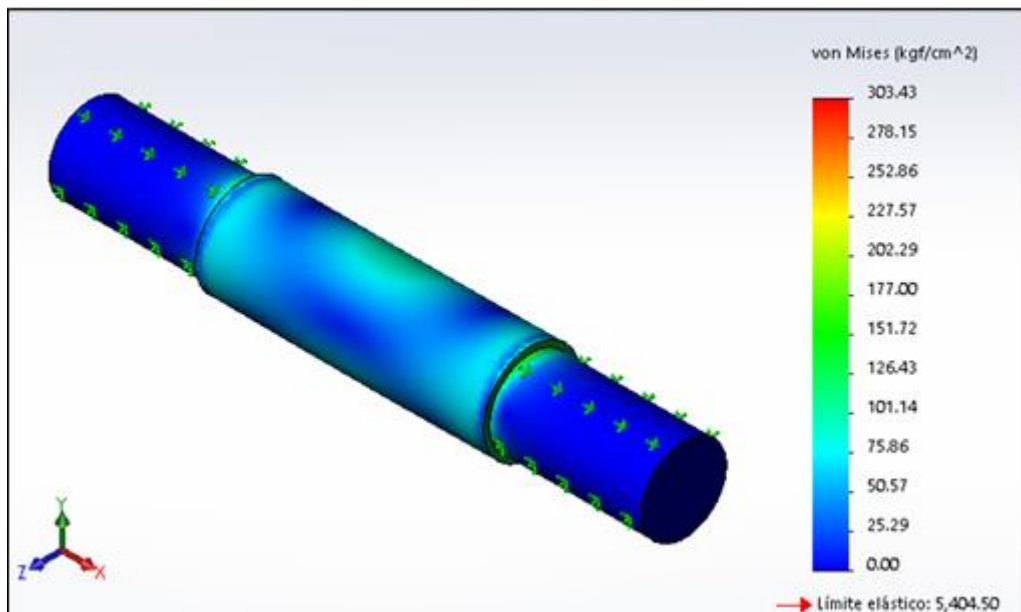
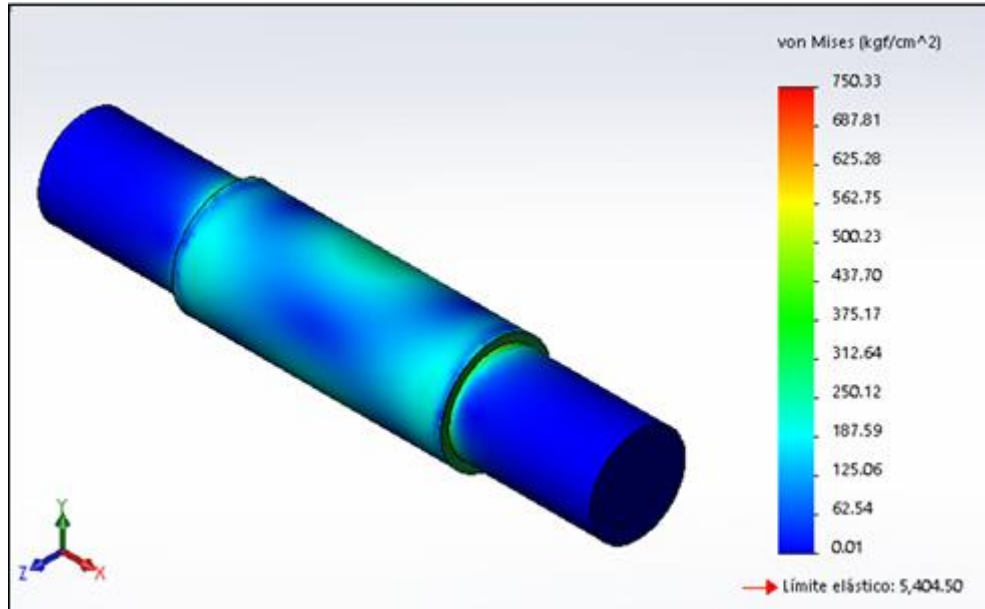


Figura 57

Eje de Polea de Ø22”



DEFORMADA

Figura 58

Deformada – Polea Ø18”

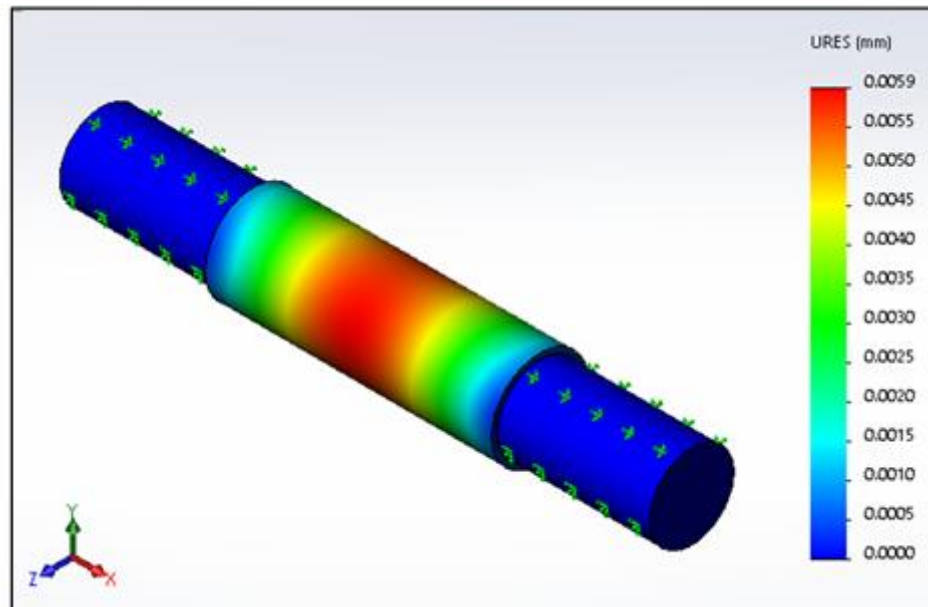
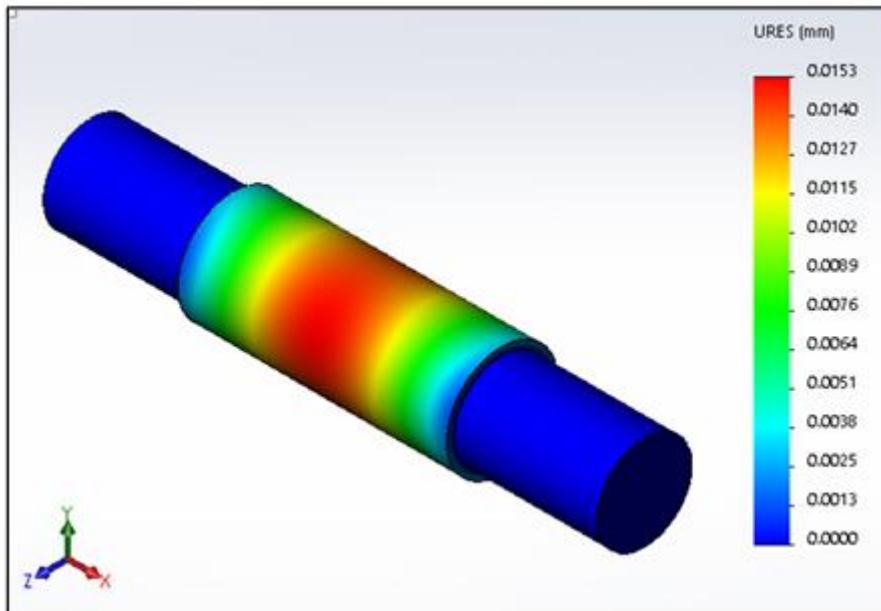


Figura 59

Deformada – Polea Ø22”.



FACTOR DE SEGURIDAD

Figura 60

Polea Ø18”.

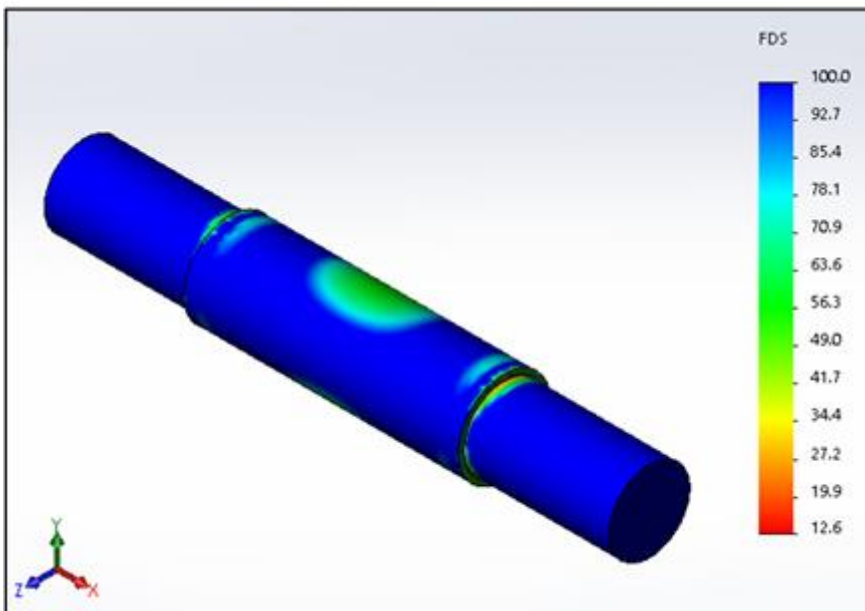
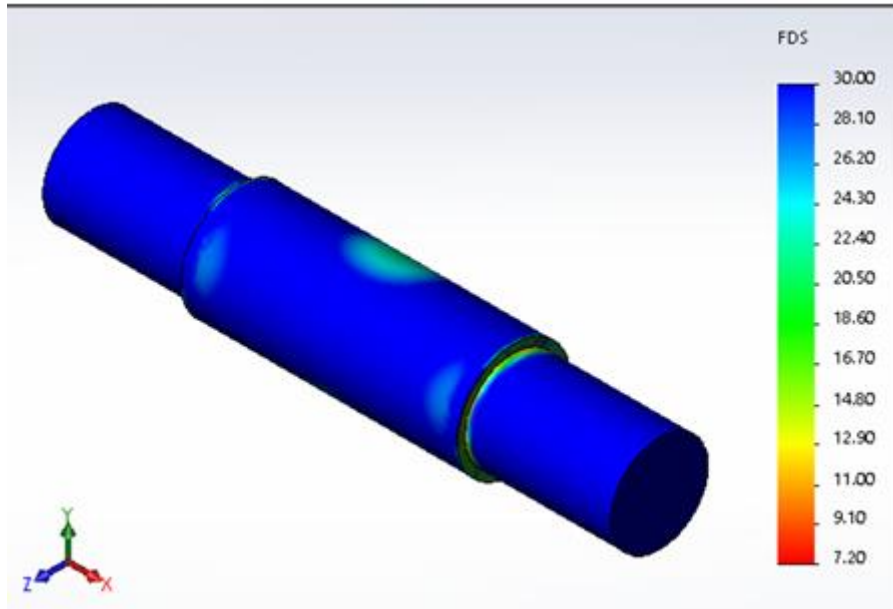


Figura 61

Polea Ø22”.



Como resultado se obtuvo que las poleas no presentan sobreesfuerzos y cumplen con los criterios del AISC 360 y las normas indicadas. En los ejes de las poleas, los resultados de deformación han arrojado como deformada máxima 0.015 mm, inferior del límite permisible. De los resultados de análisis de tensiones de carga en los ejes de las poleas, se obtiene un factor mínimo de seguridad de 7.2

4.7 INGENIERÍA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA MEMORIA DE CÁLCULO CRUCETA GUIADORA

Para la estructura metálica (Cruceta guiadora) se tuvo en cuenta los siguientes parámetros

Normas

- Reglamento Nacional de Edificaciones (RNE)
- Norma E.020 Cargas.
- Norma E.030 Diseño Sismoresistente.
- Norma E.090 Estructuras metálicas.
- Norma E.060 Diseño en concreto Armado.

- Specifications for Structural Steel. Load and Resistance Factor Design AISC 360.
- Código de Soldadura Estructural en Acero (AWS)
- Minimum Design Loads for Buildings and Other Structures ASCE7-05

Materiales

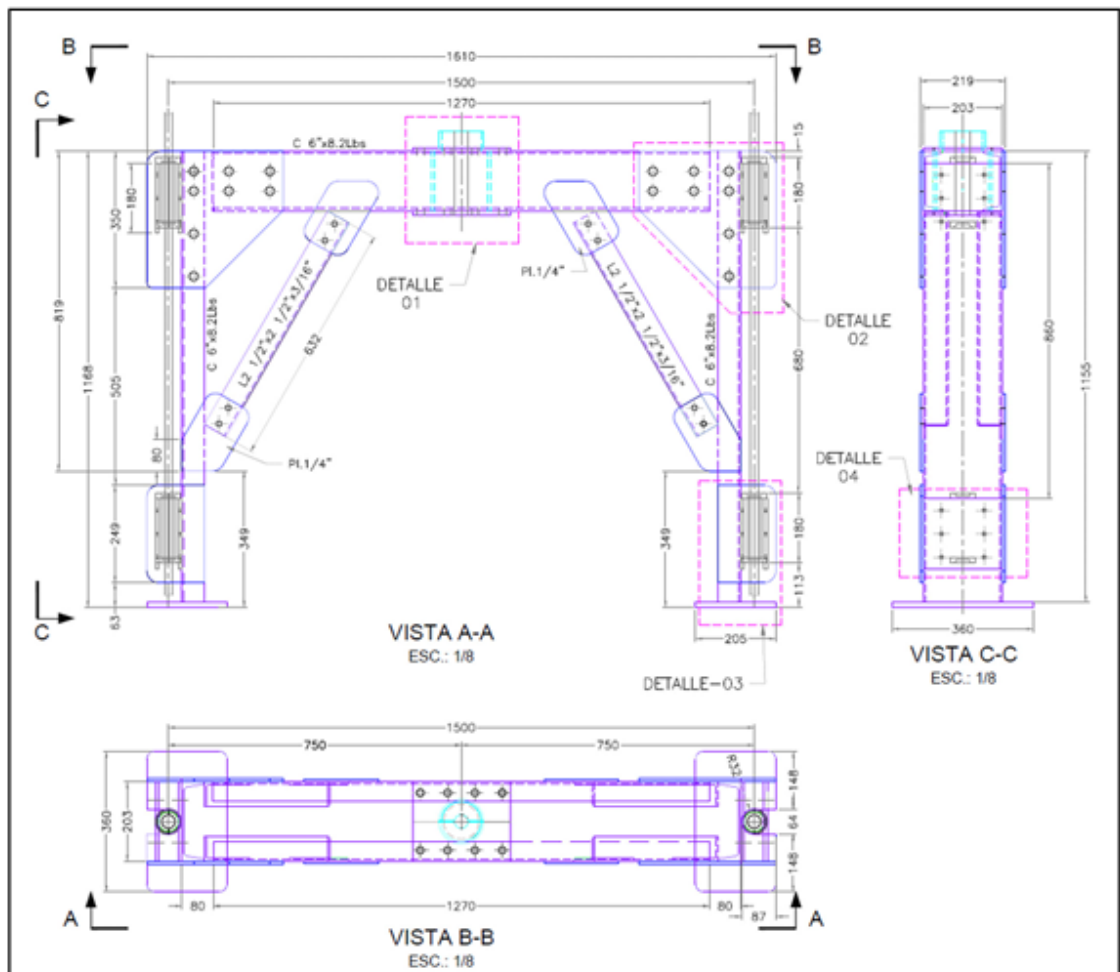
Acero Estructural: Planchas, perfiles y tubos (ASTM A36) - $f_y = 2530 \text{ kg/cm}^2$

Soldaduras y conectores: Electrodo celulósicos (Según AWS D1.1 E-70) - $f_u = 4200 \text{ kg/cm}^2$

Arreglo general

Figura 62

Arreglo general – Cruceta guiadora



Combinaciones de carga

Las combinaciones de cargas para el método de Factores de Resistencia y Carga (LRFD). Son las siguientes:

✓ (1.4.1)	$1.4 D$
✓ (1.4.2)	$1.2 D + 1.6 L + 0.5 (S \text{ ó } L_r \text{ ó } R)$
✓ (1.4.3)	$1.2 D + 1.6 (S \text{ ó } L_r \text{ ó } R) + (0.8 W \text{ ó } 0.5 L)$
✓ (1.4.4)	$1.2 D + 1.3 W + 0.5 L + 0.5 (L_r \text{ ó } S \text{ ó } R)$
✓ (1.4.5)	$1.2 D \pm 1.0 E + (0.5 L \text{ ó } 0.2 S)$
✓ (1.4.6)	$0.9 D \pm (1.3 W \text{ ó } 1.0 E)$

Donde:

D: Carga permanente debida al peso de los elementos y efectos permanentes sobre la estructura.

L: Carga viva debida al uso y ocupación de la estructura.

Lr: Carga viva en las Azoteas.

W: Carga del viento.

S: Carga de la nieve.

E: Carga del sismo de acuerdo a la norma.

R: Carga por lluvia o granizo

Estados de carga

A continuación, se describen las cargas utilizadas en la modelación y diseño estructural:

Cargas permanentes (D)

CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CARGA	UNIDAD
pp	Peso de estructura	Calculado por programa	

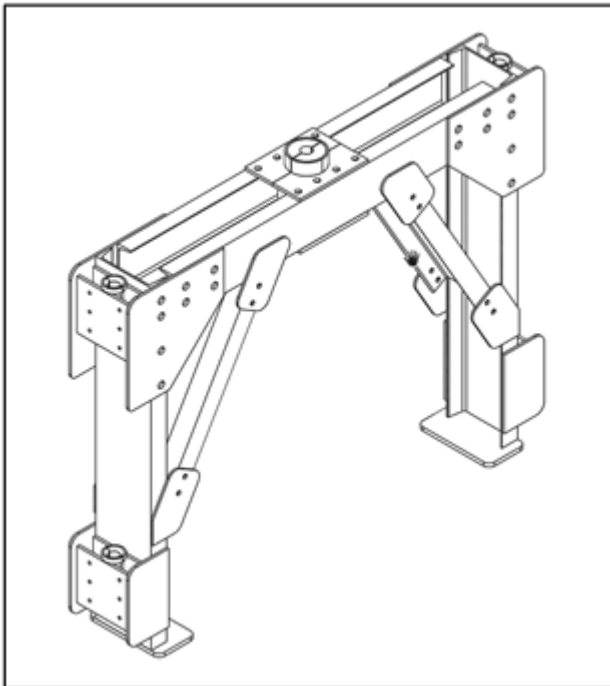
Cargas Vivas (sobrecarga) (L): Son aquellas cargas producidas por el uso y ocupación de la estructura. Se obtienen del reglamento nacional de edificaciones y de las condiciones de servicio.

CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CARGA	UNIDAD
L1	Peso del balde de servicios	300	Kg
L2	Carga útil del balde (0.45m3)	1125	Kg
L3	Peso de accesorios de izaje	100	Kg

Modelo 3D

Figura 63

Cruceta guiadora



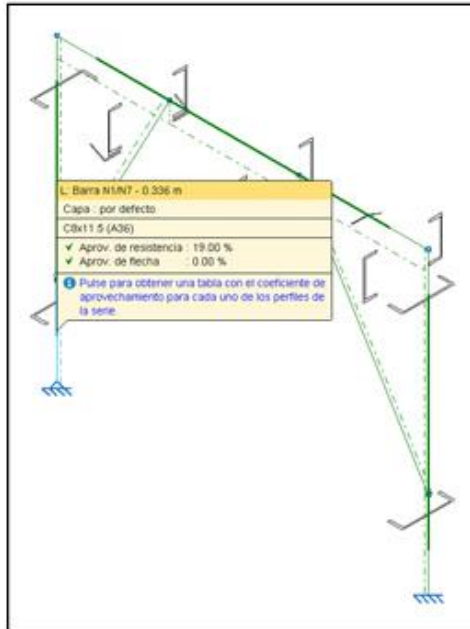
En base a los datos mencionados, se obtuvo los siguientes resultados respecto

a:

RATIOS DE DISEÑO.

Figura 64

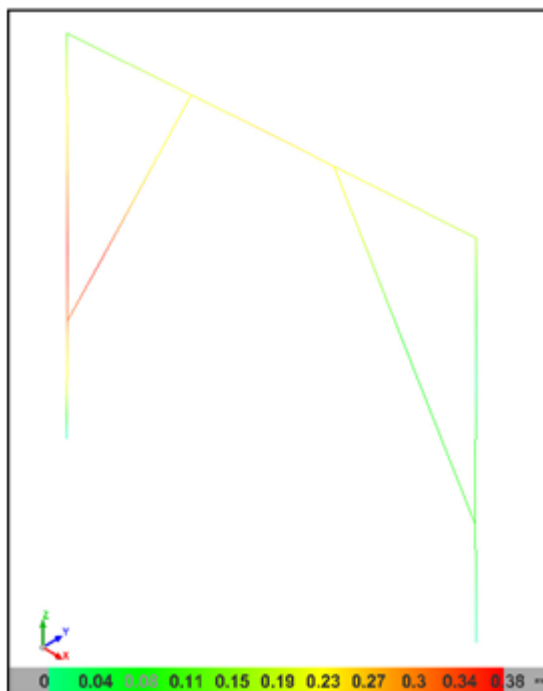
Ratios de diseño



DEFORMADA.

Figura 65

Máxima deformada - combinación de carga



a verificación del Cruceta guiadora bajo la condición de la carga más crítica. Como resultado se obtuvo que las estructuras no presentan sobreesfuerzos en los perfiles y cumplen con los criterios del AISC 360 y las normas indicadas. En la estructura del Cruceta guiadora, los resultados de deformación por carga combinación de carga han arrojado como deformada máxima 0.38 mm, inferior del límite permisible $L/250 = 6$ mm. De los resultados de análisis estructural del Cruceta guiadora se obtiene un ratio de diseño máximo de 19%, dando un factor de seguridad de 5.

4.8 INGENIERIA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 –

INMACULADA - MEMORIA DE CÁLCULO SOPORTE PARA CABLE GUIA

Se Diseñó la estructura metálica (Soporte para cable guía). Teniendo en cuenta los siguientes parámetros

Normas

- Reglamento Nacional de Edificaciones (RNE)
- Norma E.020 Cargas.
- Norma E.030 Diseño Sismoresistente.
- Norma E.090 Estructuras metálicas.
- Norma E.060 Diseño en concreto Armado.
- Specifications for Structural Steel. Load and Resistance Factor Design
- AISC 360
- Código de Soldadura Estructural en Acero (AWS)
- Minimum Design Loads for Buildings and Other Structures ASCE7-05

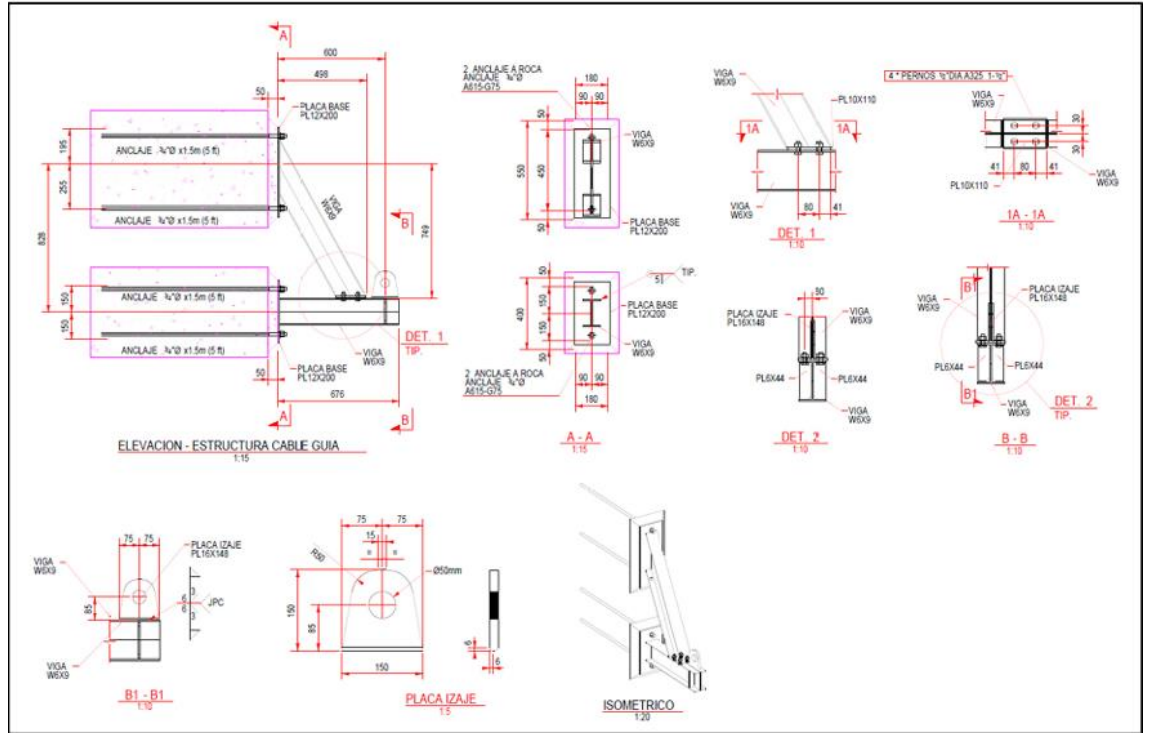
Materiales

Acero estructural: Planchas, perfiles y tubos (ASTM A36) - Planchas, perfiles y tubos (ASTM A36)

Soldaduras y Conectores: Electrodo celulósicos (Según AWS D1.1 E-70) - $f_u = 4200$ kg/cm²

Figura 66

Arreglo general – Soporte para cable guía



Combinaciones de carga

Las combinaciones de cargas para el método de Factores de Resistencia y Carga (LRFD). Son las siguientes

✓ (1.4.1)	1.4 D
✓ (1.4.2)	1.2 D + 1.6 L + 0.5 (S ó Lr ó R)
✓ (1.4.3)	1.2 D + 1.6 (S ó Lr ó R) + (0.8 W ó 0.5 I)
✓ (1.4.4)	1.2 D + 1.3 W + 0.5 L + 0.5 (Lr ó S ó R)
✓ (1.4.5)	1.2 D ± 1.0 E + (0.5 L ó 0.2 S)
✓ (1.4.6)	0.9 D ± (1.3 W ó 1.0 E)

Donde:

D: Carga permanente debida al peso de los elementos y efectos

permanentes sobre la estructura.

L: Carga viva debida al uso y ocupación de la estructura.

Lr: Carga viva en las Azoteas.

W: Carga del viento.

S: Carga de la nieve.

E: Carga del sismo de acuerdo a la norma.

R: Carga por lluvia o granizo.

Estados de carga

A continuación, se describen las cargas utilizadas en la modelación y diseño estructural:

Cargas permanentes (D)

CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CARGA	UNIDAD
pp	Peso de estructura	Calculado por programa	

Cargas Vivas (sobrecarga) (L): Son aquellas cargas producidas por el uso y ocupación de la estructura. Se obtienen del reglamento nacional de edificaciones y de las condiciones de servicio.

CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CARGA	UNIDAD
L	Tensión máxima del cable	350	Kgf

Cargas de Sismo (E): A continuación, se presenta la determinación del coeficiente sísmico horizontal según lo indicado en la Norma E030.

$Z = 0.35g$ (Zona 3, Paucar de Sara Sara – Ayacucho)

$U = 1.00$ Factor de importancia

$S = 1.20$ Factor de suelo (Tipo de suelo, S3)

$C = 2.50$ Factor de amplificación sísmica

$R = 6.0$ (Según norma NTP, para estructuras Pórticos Especiales concéntricamente arriostrados - SCBF)

El cortante se determina según: $V = Z \cdot U \cdot S \cdot C \cdot W / R = 0.25 W$

Donde:

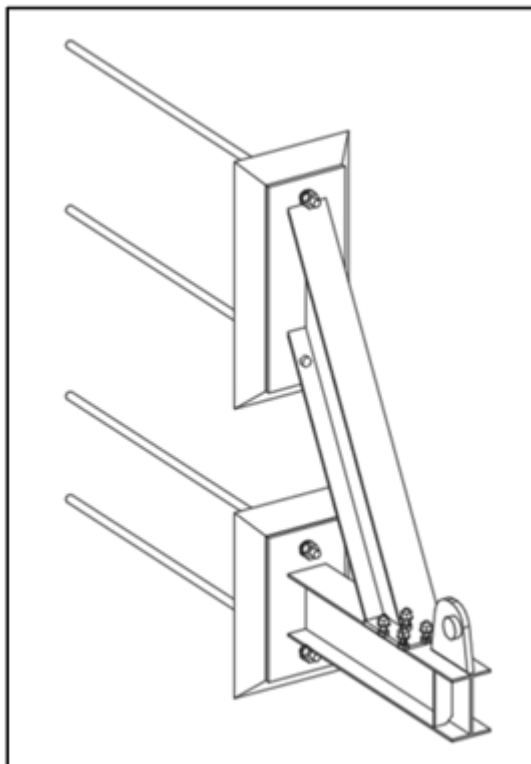
El peso sísmico se determina de la forma siguiente:

	<u>Símbolo</u>	<u>Peso</u>
- Peso propio de los elementos estructurales	(D)	100%

Modelo 3D

Figura 67

Soporte para cable guía



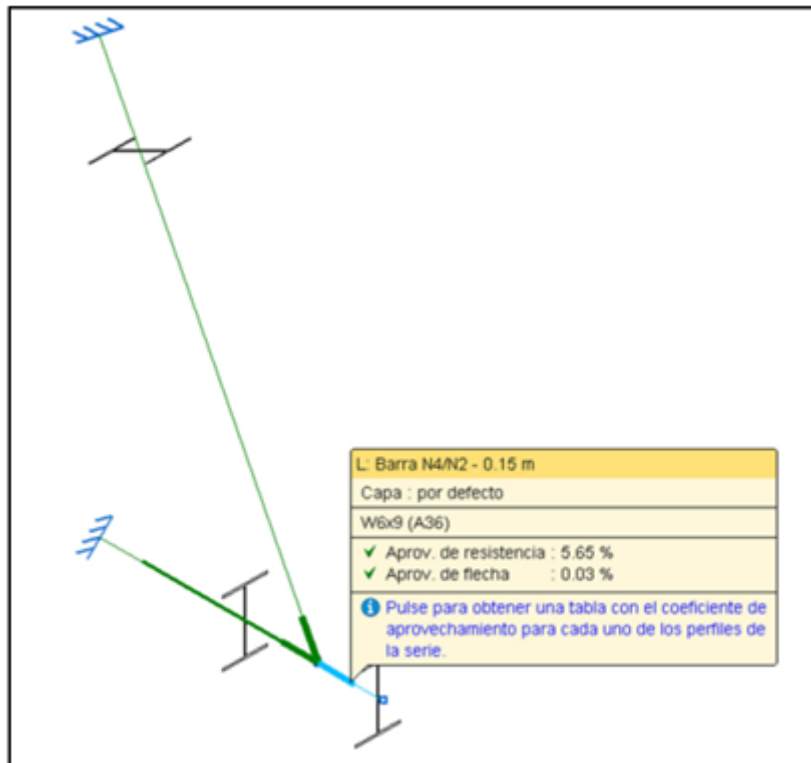
En base a los datos mencionados, se obtuvo los siguientes resultados respecto

a:

RATIOS DE DISEÑO.

Figura 68

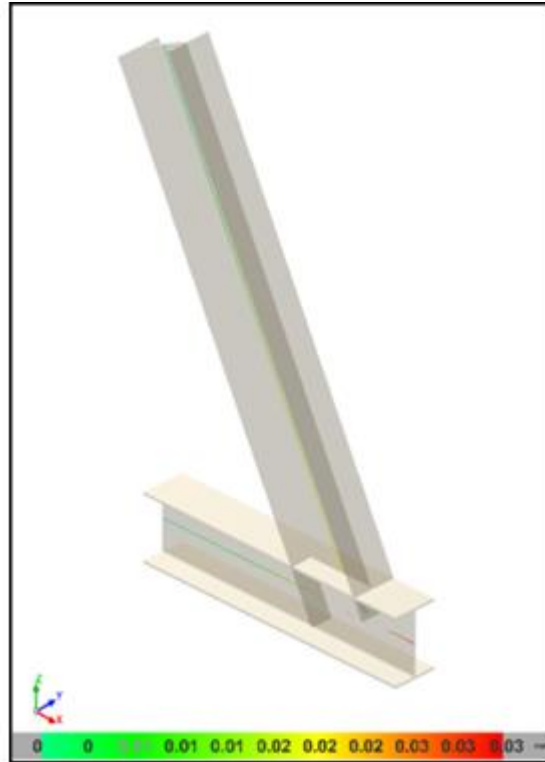
Ratios de diseño



DEFORMADA.

Figura 69

Máxima deformada - combinación de carga.



4.9 INGENIERÍA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA - MEMORIA DE CÁLCULO TAPÓN METÁLICO DE SEGURIDAD

Para diseñar la estructura metálica (Tapón Metálico de Seguridad). Se tuvieron en cuenta los siguientes parámetros:

Normas

- Reglamento Nacional de Edificaciones (RNE)
- Norma E.020 Cargas.
- Norma E.030 Diseño Sismoresistente.
- Norma E.090 Estructuras metálicas.
- Norma E.060 Diseño en concreto Armado.
- Specifications for Structural Steel. Load and Resistance Factor Design
- AISC 360

✓ (1.4.1)	$1.4 D$
✓ (1.4.2)	$1.2 D + 1.6 L + 0.5 (S \text{ ó } Lr \text{ ó } R)$
✓ (1.4.3)	$1.2 D + 1.6 (S \text{ ó } Lr \text{ ó } R) + (0.8 W \text{ ó } 0.5 L)$
✓ (1.4.4)	$1.2 D + 1.3 W + 0.5 L + 0.5 (Lr \text{ ó } S \text{ ó } R)$
✓ (1.4.5)	$1.2 D \pm 1.0 E + (0.5 L \text{ ó } 0.2 S)$
✓ (1.4.6)	$0.9 D \pm (1.3 W \text{ ó } 1.0 E)$

Donde:

D: Carga permanente debida al peso de los elementos y efectos permanentes sobre la estructura.

L: Carga viva debida al uso y ocupación de la estructura.

Lr: Carga viva en las Azoteas.

W: Carga del viento.

S: Carga de la nieve.

E: Carga del sismo de acuerdo a la norma.

R: Carga por lluvia o granizo.

Estados de carga

A continuación, se describen las cargas utilizadas en la modelación y diseño estructural:

Cargas permanentes (D)

CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CARGA	UNIDAD
pp	Peso de estructura	Calculado por programa	
D	Peso del piso de Plancha estriada	25	Kg/m ²

Cargas Vivas (sobrecarga) (L): Son aquellas cargas producidas por el uso y ocupación de la estructura. Se obtienen del reglamento nacional de edificaciones y de las condiciones de servicio.

CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CARGA	UNIDAD
L	Carga viva sobre el piso	200	Kg/m2

Carga de sismo (E): A continuación, se presenta la determinación del coeficiente sísmico horizontal según lo indicado en la Norma E030.

$Z = 0.35g$ (Zona 3, Paucar de Sara Sara – Ayacucho)

$U = 1.00$ Factor de importancia

$S = 1.20$ Factor de suelo (Tipo de suelo, S3)

$C = 2.50$ Factor de amplificación sísmica

$R = 6.0$ (Según norma NTP, para estructuras Pórticos Especiales concéntricamente arriostrados - SCBF)

El cortante se determina según: $V = Z \cdot U \cdot S \cdot C \cdot W/R = 0.25 W$

Donde:

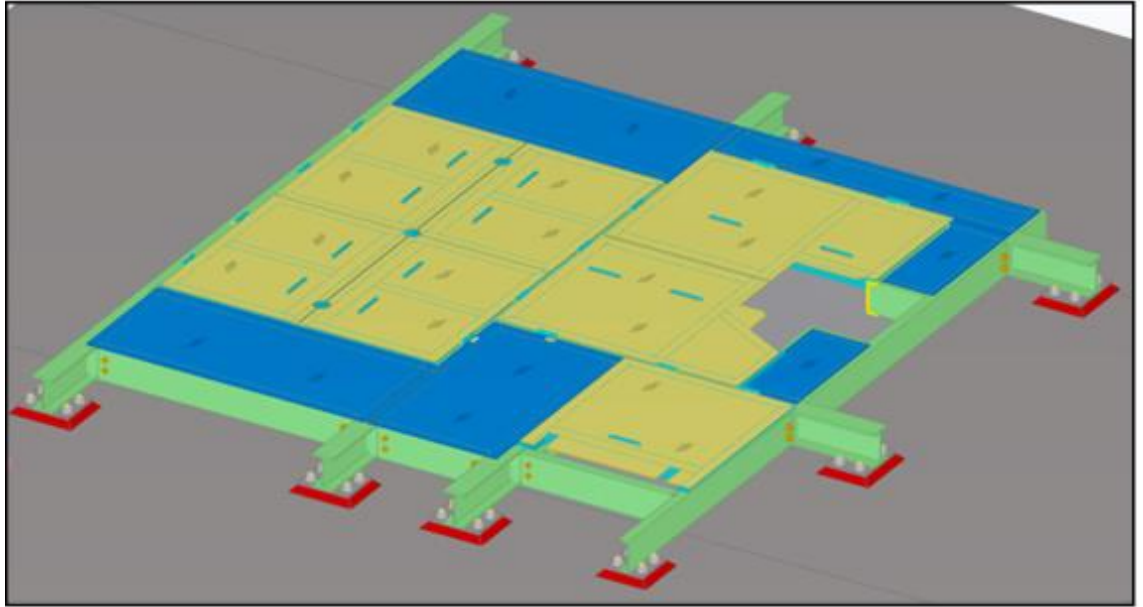
El peso sísmico se determina de la forma siguiente:

	<u>Símbolo</u>	<u>Peso</u>
Peso propio de los elementos estructurales	(D)	100%

Modelo 3D

Figura 71

Tapón de seguridad



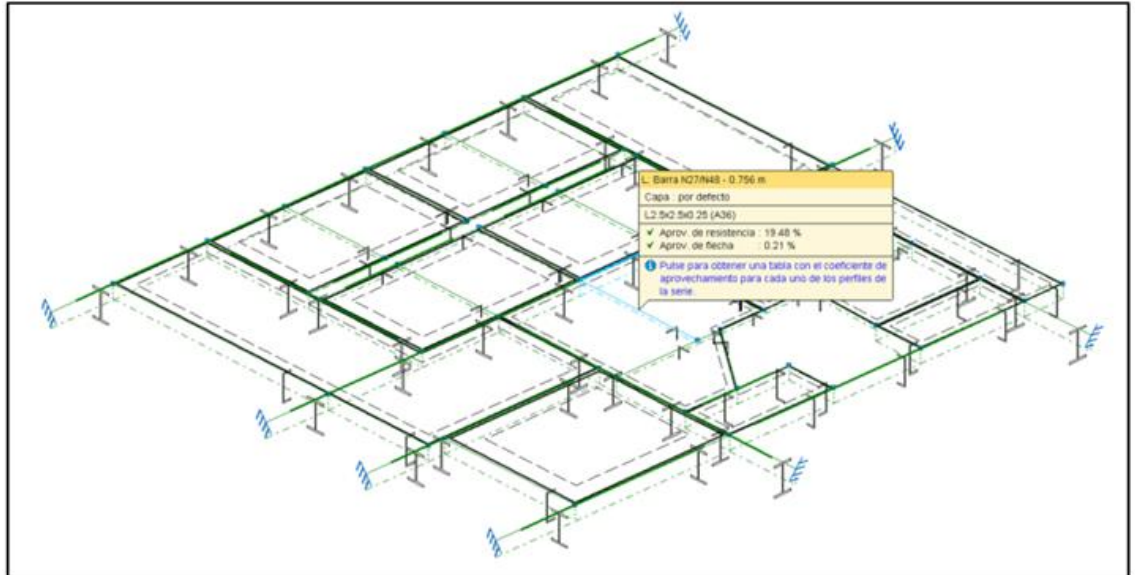
En base a los datos mencionados, se obtuvo los siguientes resultados respecto

a:

RATIOS DE DISEÑO.

Figura 72

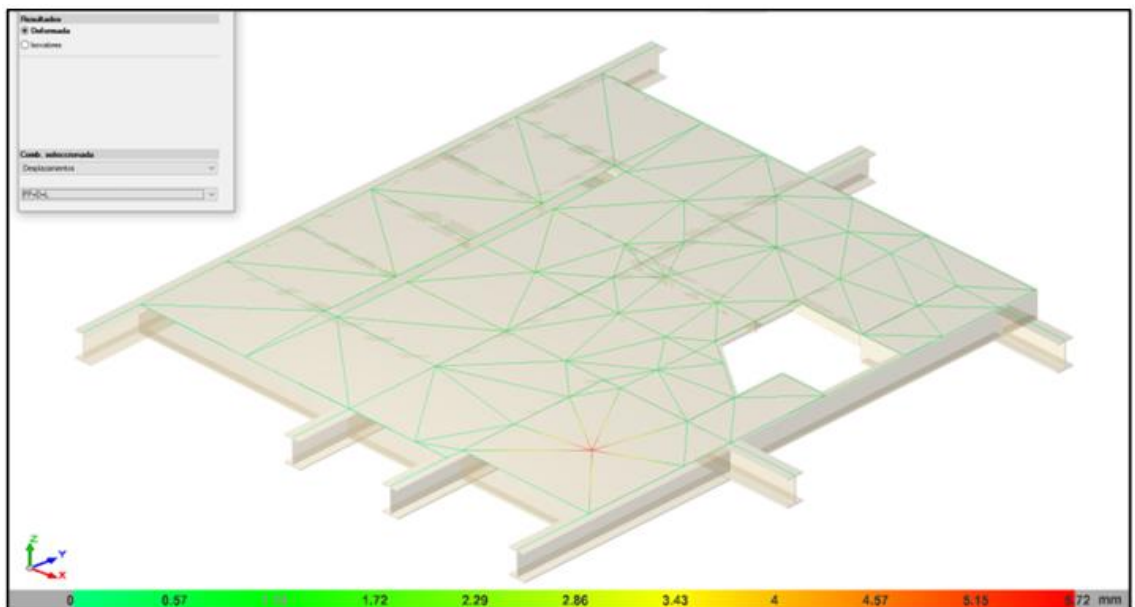
Ratios de diseño.



DEFORMADA.

Figura 73

Máxima deformada



Se realizó la verificación del Tapón Metálico de Seguridad bajo la condición de la carga más crítica. Como resultado se obtuvo que las estructuras no presentan sobrefuerzos en los perfiles y cumplen con los criterios del AISC 360 y las normas indicadas. En Las vigas del Tapón Metálico de Seguridad, los resultados de deformación por carga combinación de carga han arrojado como deformada máxima 5.72 mm, inferior del límite permisible $L/250 = 15.2$ mm. De los resultados de análisis estructural del Tapón Metálico de Seguridad se obtiene un ratio de diseño máximo de 19.48%, dando un factor de seguridad de 5.

4.10 INGENIERÍA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA MEMORIA DE CÁLCULO CASTILLO METÁLICO

Para Diseñar la estructura metálica (Castillo Metálico) se tuvo en cuenta los siguientes parámetros

Normas

- Reglamento Nacional de Edificaciones (RNE)
- Norma E.020 Cargas.
- Norma E.030 Diseño Sismoresistente.
- Norma E.090 Estructuras metálicas.
- Norma E.060 Diseño en concreto Armado. Specificat
- Specifications for Structural Steel. Load and Resistance Factor Design
- AISC 360
- Código de Soldadura Estructural en Acero (AWS)
- Minimum Design Loads for Buildings and Other Structures ASCE7-05

Materiales

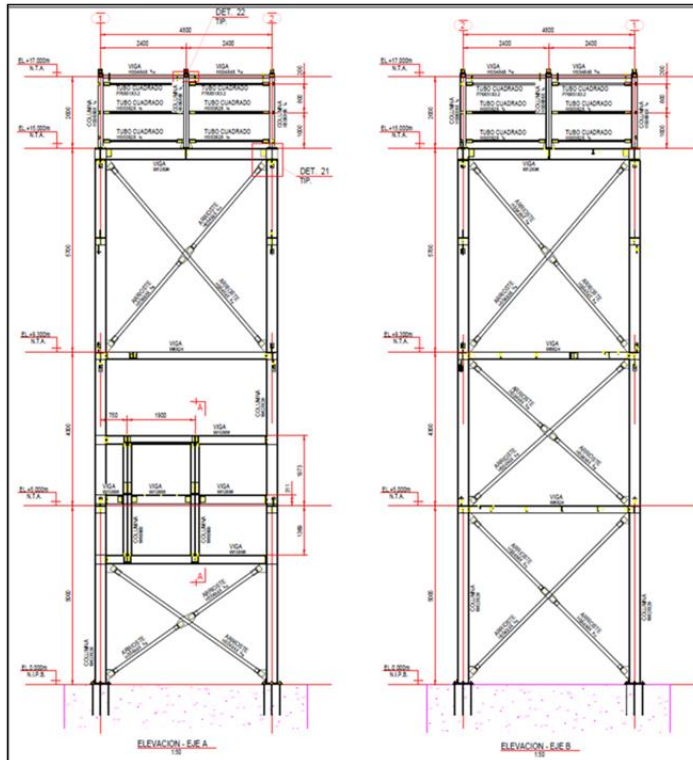
Acero estructural: Planchas, perfiles y tubos (ASTM A36) - $f_y = 2530$ kg/cm²

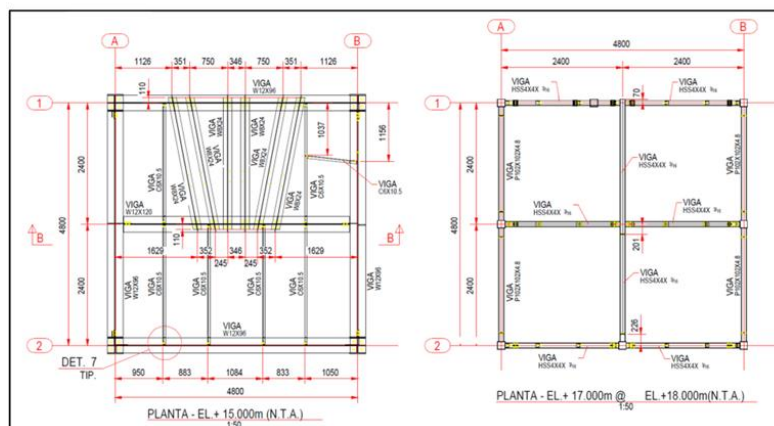
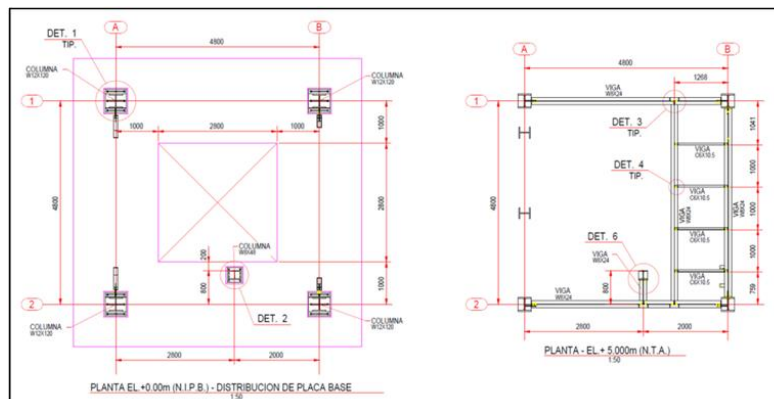
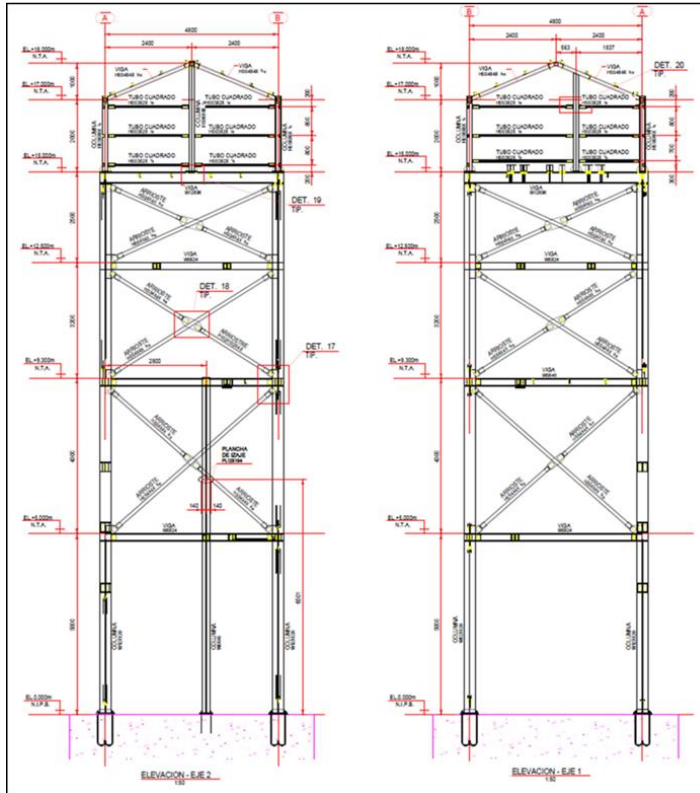
Soldaduras y Conectores: Electrodo celulósicos (Según AWS D1.1 E-70) - $f_u = 4200 \text{ kg/cm}^2$

Arreglo general

Figura 74

Arreglo general castillo metálico





Combinaciones de carga

Las combinaciones de cargas para el método de Factores de Resistencia y Carga (LRFD). Son las siguientes:

✓ (1.4.1)	$1.4 D$
✓ (1.4.2)	$1.2 D + 1.6 L + 0.5 (S \text{ ó } L_r \text{ ó } R)$

✓ (1.4.3)	$1.2 D + 1.6 (S \text{ ó } L_r \text{ ó } R) + (0.8 W \text{ ó } 0.5 L)$
✓ (1.4.4)	$1.2 D + 1.3 W + 0.5 L + 0.5 (L_r \text{ ó } S \text{ ó } R)$
✓ (1.4.5)	$1.2 D \pm 1.0 E + (0.5 L \text{ ó } 0.2 S)$
✓ (1.4.6)	$0.9 D \pm (1.3 W \text{ ó } 1.0 E)$

Donde:

D: Carga permanente debida al peso de los elementos y efectos permanentes sobre la estructura.

L: Carga viva debida al uso y ocupación de la estructura.

Lr: Carga viva en las Azoteas.

W: Carga del viento.

S: Carga de la nieve.

E: Carga del sismo de acuerdo a la norma.

R: Carga por lluvia o granizo.

Estados de carga

Cargas permanentes (D)

CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CARGA	UNIDAD
pp	Peso de estructura	Calculado por programa	
D	Peso del piso de Grating GR-06	50	Kg/m2
D1	Peso de chute retráctil	1087	Kg
D2	Peso de chute fijo	2052	Kg
D3	Peso de Sillas de cruceta (2)	107	Kg
D4	Peso de Polea para izaje de Balde	34	Kg
D5	Peso de Polea Para cable guía	21	Kg

Cargas vivas (sobrecarga) (L): Son aquellas cargas producidas por el uso y ocupación de la estructura. Se obtienen del reglamento nacional de edificaciones y de las condiciones de servicio.

CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CARGA	UNIDAD
L1	Carga viva sobre el piso	200	Kg/m2
L2	Peso del balde de servicios	300	Kg
L3	Carga útil del balde (0.45m3)	1125	Kg
L4	Peso de cruceta guiadora	200	Kg
L5	Cables de acero Ø7/8" x 138m Tipo Cobra serie 6x19	260	Kg
L6	Cable de acero Ø1/2" x 138m Tipo Cobra serie 6x19	85	Kg
L7	Peso de accesorios de izaje	100	Kg
L8	Peso de Equipo Principal Equipo Trepador	1900	Kg
L9	Peso de Equipo auxiliar Equipo Trepador	800	Kg

Cargas Viva Ultima (ELU)

Análisis de cargas:

- **Para el Izaje del Balde de Servicios:**

Peso del Balde:	300.0 kg
Peso 1 Cable Ø7/8 x130m:	260.0 kg
Carga útil del balde:	1125.0 kg
Peso de la Cruceta:	200.0 kg
<u>Peso de accesorios de izaje:</u>	<u>100.0 kg</u>
Carga total de izaje:	1985.0 kg

El Factor de seguridad de Cables de izaje en minas es 5 a 7. 5 para izaje de carga. 7 para izaje de Personal.

El balde es izado por 1 winche, entonces para que cumpla con el factor de seguridad para izaje de carga, la capacidad mínima requerida para el winche de izaje del balde de servicios es de 10 ton.

Carga considerada para el cálculo = 2.0 Ton Cálculo de reacciones en las chumaceras de las poleas.

$$2R_x = 2.0 \times \cos(38^\circ) \quad 2R_y = 2.0 + 2.0 \times \sin(38^\circ)$$

$$R_x = 0.788 \text{ Ton} \quad R_y = 1.616 \text{ Ton}$$

Figura 75

Esquema de Carga – Polea para Balde de servicios

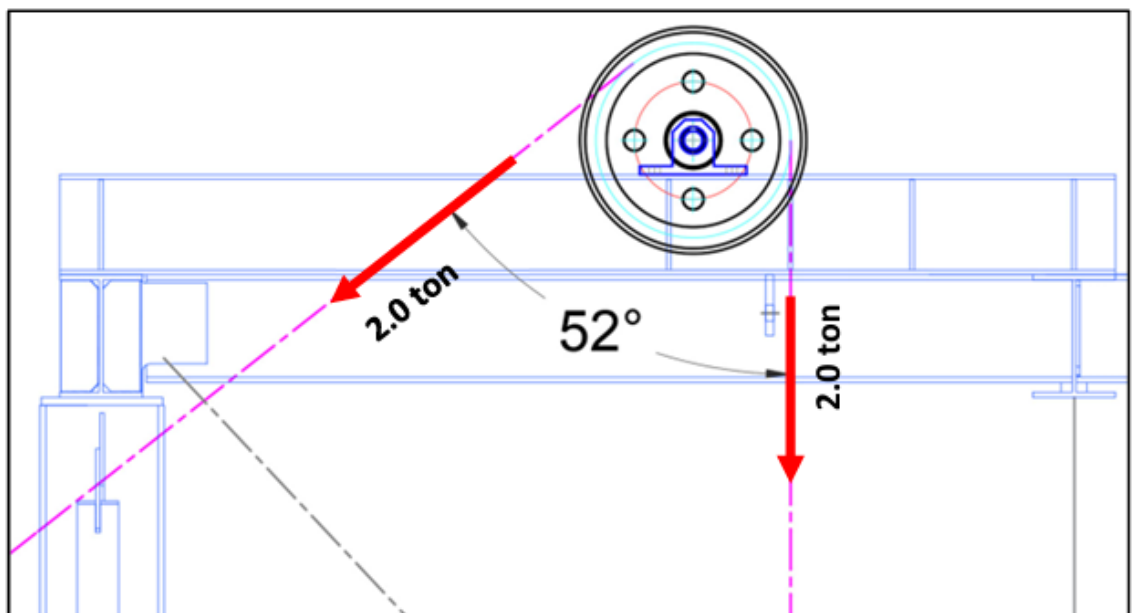
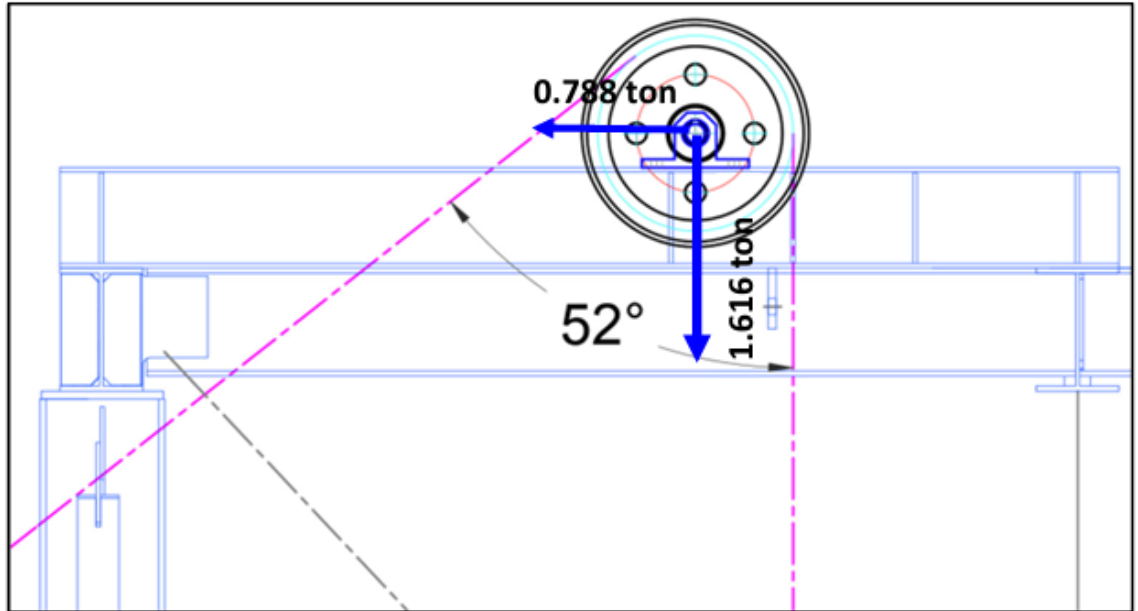


Figura 76

Reacciones en las chumaceras – Polea para Balde de servicios



- **Para los cables guía:**

Peso 1 Cable Ø1/2 x138m:	85 kg
<u>Tensión máxima del cable:</u>	<u>350kg</u>
Carga total en cada cable:	435 kg

Del análisis de cargas se tiene que el winche soportara 0.44 Ton. Factor de seguridad de Cables de izaje en minas es 5 a 7. 5 para izaje de carga. 7 para izaje de Personal. El Cable es tensionado por 1 winche, entonces para que cumpla con el factor de seguridad, la capacidad mínima requerida del winche para guía de cable es de 2.2 ton.

Carga considerada para el cálculo = 0.44 Tn Cálculo de reacciones en las chumaceras de las poleas.

$$2R_x = 0.44 \times \cos(50^\circ) \quad 2R_y = 0.44 \times \sin(50^\circ) + 0.44$$

$$R_x = 0.141 \text{ Tn} \quad R_y = 0.390 \text{ Tn}$$

Figura 77

Esquema de Carga – Polea para cable guía

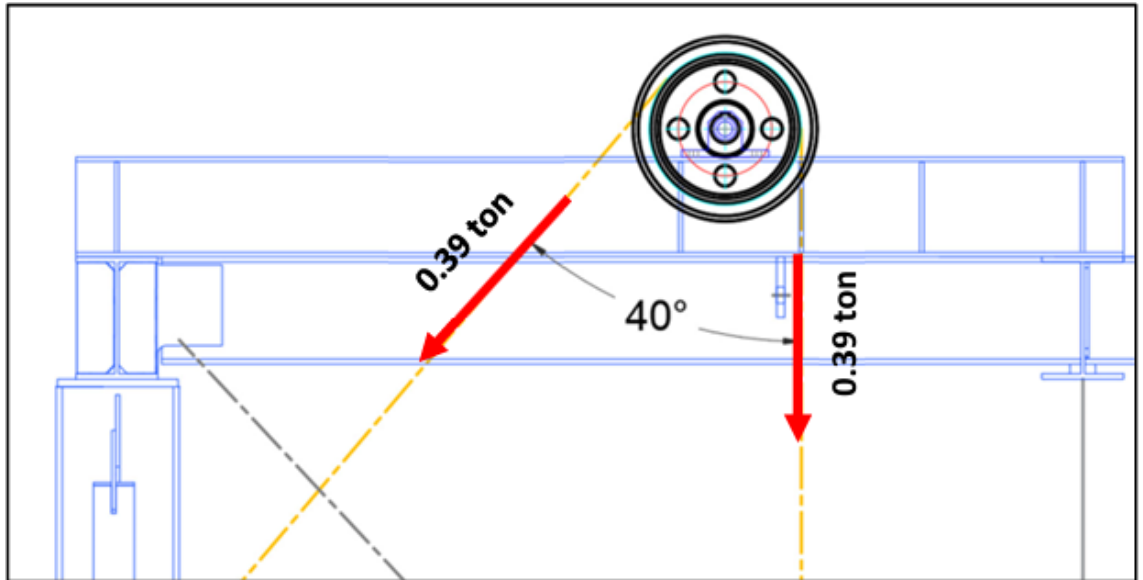
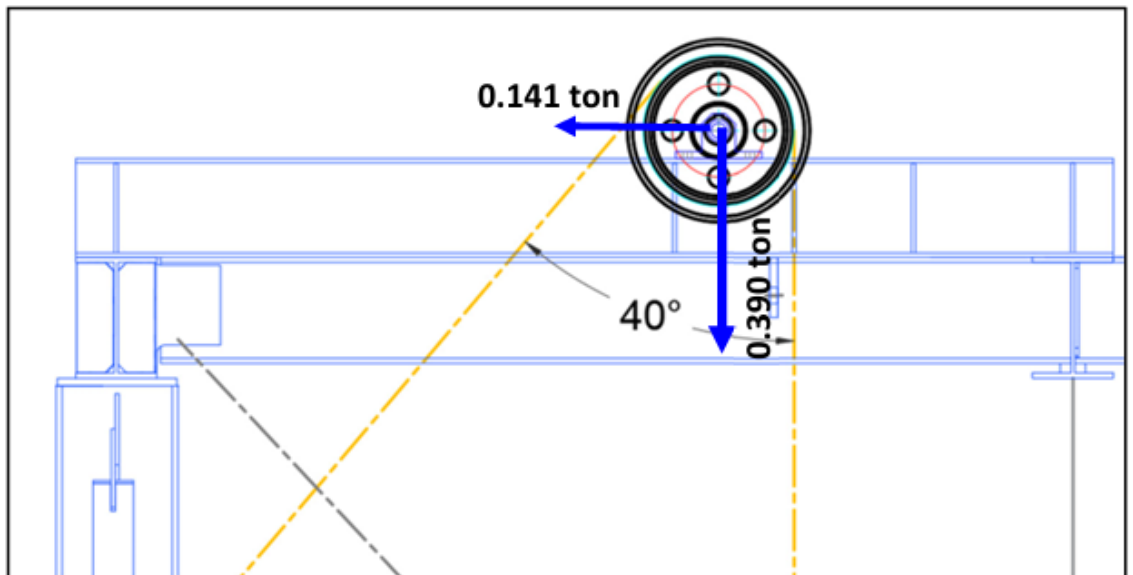


Figura 78

Esquema de Carga – Polea para cable guía perpendicular



Cargas de sismo (E)

A continuación, se presenta la determinación del coeficiente sísmico horizontal según lo indicado en la Norma E030.

$Z = 0.35g$ (Zona 3, Paucar de Sara Sara – Ayacucho)

$U = 1.00$ Factor de importancia

$S = 1.20$ Factor de suelo (Tipo de suelo, S3)

$C = 2.50$ Factor de amplificación sísmica

$R = 6.0$ (Según norma NTP, para estructuras Pórticos Especiales concéntricamente arriostrados - SCBF)

El cortante se determina según: $V = Z \cdot U \cdot S \cdot C \cdot W / R = 0.25 W$

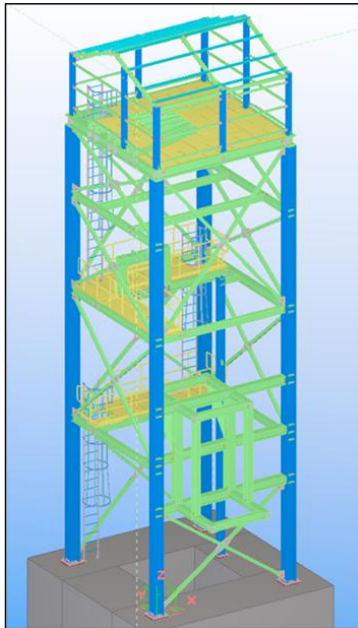
Donde: El peso sísmico se determina de la forma siguiente:

	<u>Símbolo</u>	<u>Peso</u>
Peso propio de los elementos estructurales	(D)	100%

Modelo 3D

Figura 79

Modelo 3D - Castillo Metálico

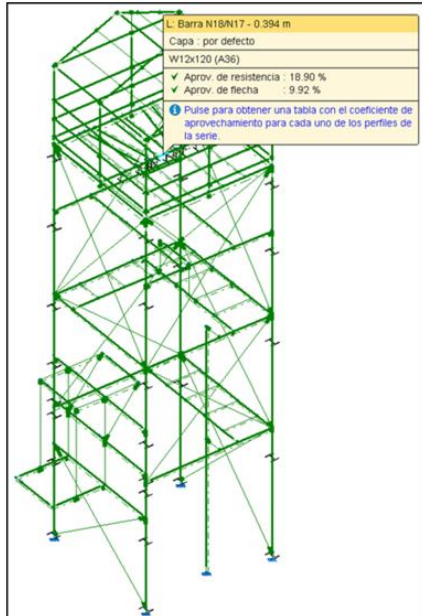


En base a los datos obtenidos se obtuvo los siguientes resultados:

RATIOS DE DISEÑO.

Figura 80

Ratios de diseño



DEFORMADA.

Figura 81

Máxima deformada - combinación de carga.

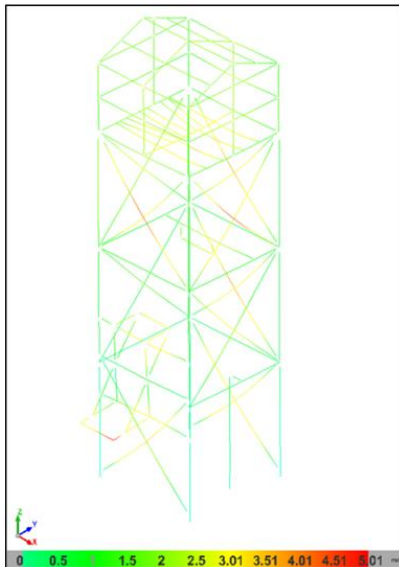


Figura 82

Máxima deformada – Sismo X.

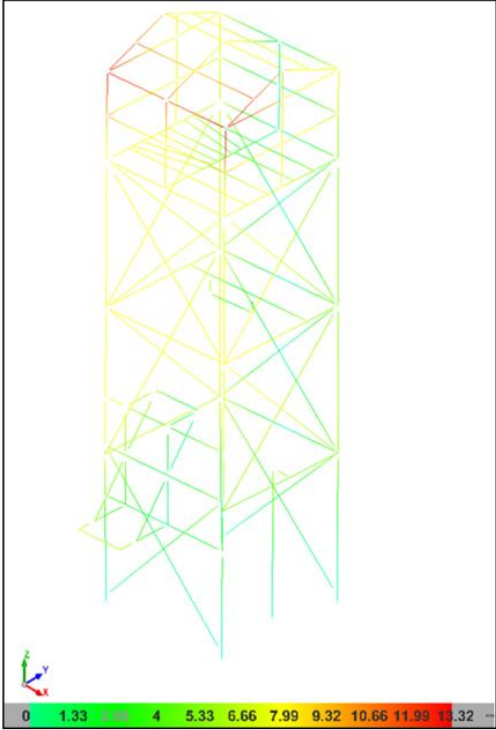
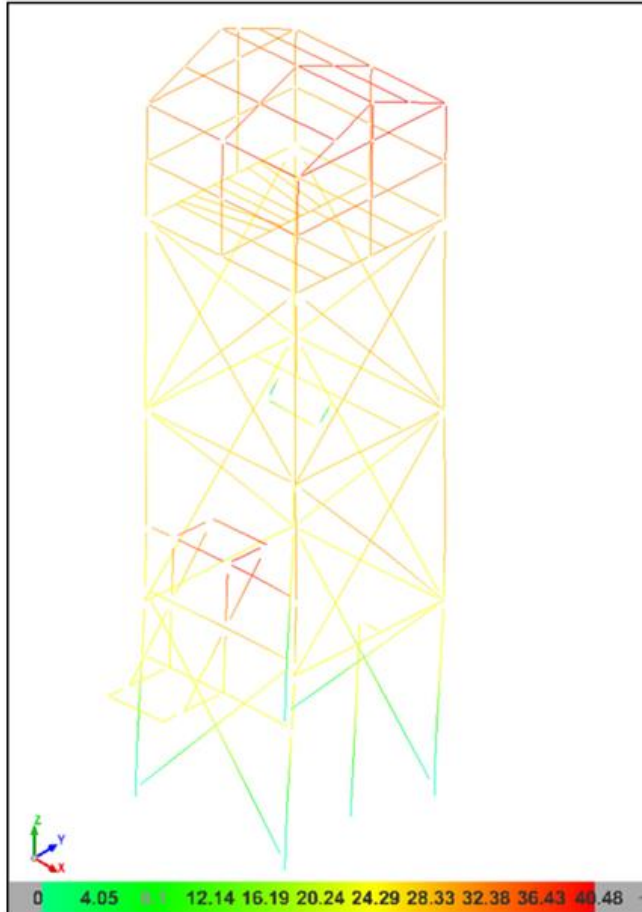


Figura 83

Máxima deformada – Sismo Y.



Se realizó la verificación del Castillo Metálico bajo la condición de la carga más crítica. Como resultado se obtuvo que las estructuras no presentan sobreesfuerzos en los perfiles y cumplen con los criterios del AISC 360 y las normas indicadas. En las vigas del Castillo Metálico en la zona de las poleas de izaje del balde y cables guía, los resultados de deformación por combinación de carga mayorada han arrojado como deformada máxima 5.0 mm, inferior del límite permisible $L/250 = 9.6$ mm. Así mismo, los desplazamientos por sismo se encuentran debajo del límite permitido por norma $D_i/h < 0.01$. De los resultados de análisis estructural del Castillo Metálico se obtiene una ratio de diseño

máximo de 19% en la zona de las poleas, obteniendo un factor de seguridad de 5.

4.11 EVALUACIÓN Y APLICACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACION, AGENTES Y ACCESORIOS DE VOLADURA USADOS EN LA COLUMNA DE PERFORACION

Para establecer los parámetros y requisitos mínimos aceptables, establecidos para las tareas en perforación y el carguío de explosivos para la voladura en el lugar del disparo, minimizando los riesgos de seguridad y salud ocupacional se realizaron los siguientes pasos. A todos los colaboradores líder perforista, ayudante perforista y valvulero, supervisión de Operaciones SEPROCAL SAC, supervisión y colaboradores del área de planeamiento, infraestructura, geología mina y seguridad industrial de la Unidad Operativa Inmaculada.

Plan de trabajo

El supervisor de mina y los trabajadores deberán realizar un plan de trabajo considerando las recomendaciones Geomecánicas y los peligros identificados por intermedio de la matriz IPERC para prevenir eventos no deseados

Requisitos

Todo personal que ingresa a interior mina está obligado a revisar y controlar todos los peligros y riesgos propios de la operación.

Todo el personal que ingresa a mina deberá usar como estándar los equipos de protección personal:

- Protector de cabeza con ala ancha y barbiquejo.
- Lámpara minera a batería inalámbrica LED
- Correa porta Autorescatador/portalámparas.
- Protector respiratorio para polvo.
- Mameluco con cinta reflectiva.
- Guantes cuero y/o neoprene.

- Botas de jebe con punta de acero.
- Anteojos de seguridad.
- Tapón de oído y/o orejeras.
- Autorescatador.
- Arnés de seguridad y línea de anclaje de doble vía.
- Detector de gases, líder perforista(multigas), colaboradores(monogas).
- Para realizar el desatado de rocas deberá tener las herramientas siguientes:
- Barretillas de 4', 6' y 8' pies dos juegos de cada uno.
- Percheros porta barretillas.
- Fósforo.
- Flexo metro.
- Señales de restricción (prohibido el ingreso).
- Especificaciones de la labor:

Al perforar los taladros que delimitan la excavación y hastiales, utilizar voladura controlada deben hacerlo en forma paralela a la plomada del Pique 12A, usando una menor cantidad de carga explosiva para evitar sobre roturas en el contorno final del Pique

El trabajo lo deben realizar, como mínimo, tres personas.

Asegurar el uso de un detector portátil para monitorear la concentración de gases en el ambiente de trabajo.

La secuencia VENTILAR, REGAR, DESATAR, SOSTENER debe practicarse siempre.

Contarán con 2 juegos de barretillas para el desatado, una de punta y otra de uña cuyas longitudes serán de 4', 6' y 8' como mínimo las cuales se deben usar de acuerdo a la sección de la labor.

Al iniciar la perforación, asegurarse de que todas las conexiones de agua y aire de la máquina perforadora estén correctamente instaladas.

Se colocará alas a la plataforma de la jaula que servirá como guarda cabeza antes de empezar trabajos en el Pique.

El izaje del equipo de perforación a las labores de trabajo se realizará por medios mecánicos.

Especificaciones de la personal:

- Conocer, cumplir y aplicar este estándar.
- Trabajar solo con equipos que se encuentren en buen estado.
- Verificar el buen estado de los aceros de perforación
- Ser autorizado para trabajar en la operación de izaje de personal.
- Asegurarse que cuenta con las herramientas necesarias y en buen estado.
- Practicar una inspección pre-uso.
- En mina subterránea, además:
- Aplicar el diseño de malla definido para cada tipo de roca.
- Conocer el tipo de roca y el nivel de riesgo de la labor
- Retirarse de la labor si los niveles de ventilación no son adecuados

Perforación de taladros:

- Lavar el frente, hastiales y desatarlo para evitar caída de rocas.
- El personal debe usar arnés y equipo contra caídas obligatoriamente.
- Se usará un juego de barrenos de (2', 4', 6')
- La perforación en "vertical" en Pique se iniciará desde el contorno del Pique para la voladura controlada y luego se distribuirán los taladros de acuerdo a la malla establecida.
- Nunca usar la presión del aire para limpiarse las manos u otra parte del cuerpo.

- El traslado de perforadoras se realizará por medios mecánicos.
- El aceite de perforación se debe transportar en galoneras adecuadas.
- Al final de guardia se debe guardar las perforadoras con su respectivo protector y en un lugar seguro.
- Mallas de perforación según tipo de roca

Figura 84

Tipo de roca de IV A

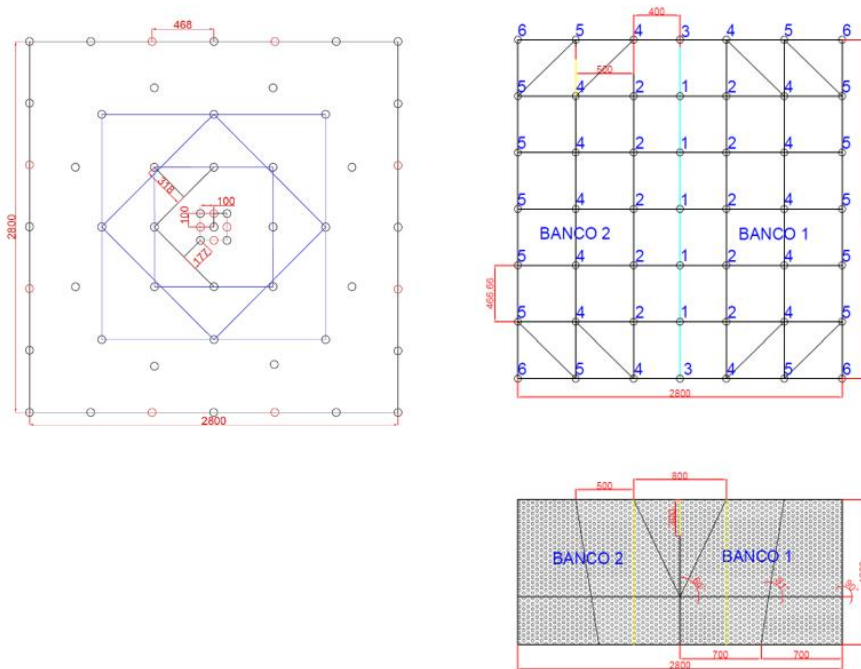


Figura 85

Tipo de roca de IV-B

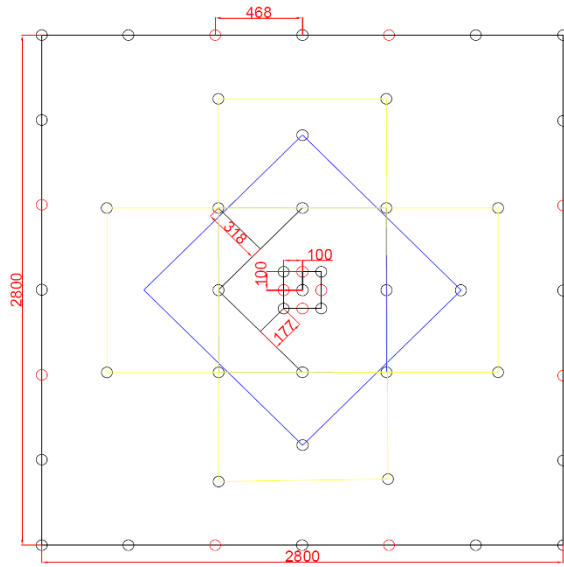
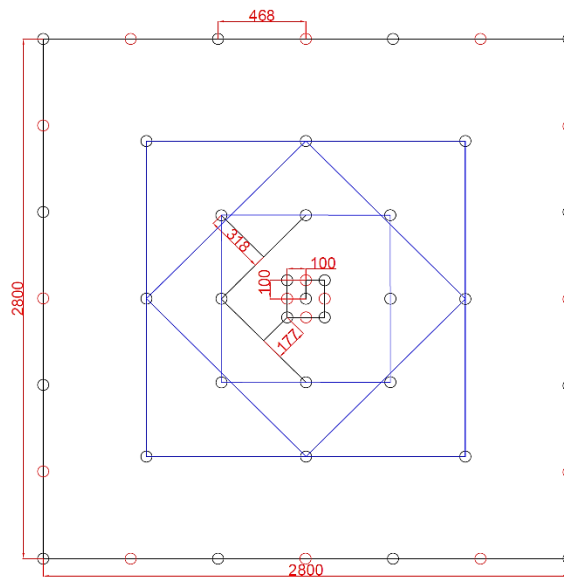


Figura 86

Tipo de roca de V



Se realizó el diseño de malla de perforación del pique, teniendo en cuenta los siguientes datos, haciendo uso del modelo matemático de Roger Holmberg.

Tabla 4

Datos del pique previa voladura

DATOS	
Sección	2.8 × 2.8 m
Tipo de roca	IVA (RMR 31–40)
Resistencia roca	50 MPa
Diámetro taladro	32 mm = 0.032 m
Avance por disparo	1.05 m
Longitud de barreno	1.22 m
Factor de potencia de diseño	1.59 kg/t
Sección con sobrecorte	10%

CÁLCULO DEL BURDEN Y ESPACIAMIENTO POR HOLMBERG

$$B = K * d * \sqrt{r}$$

Tabla 5

Cálculo de burden

k ≈	22 (empírico para piques)
d =	0.032 m
√50 ≈	7,07
B=	4,98

CÁLCULO DEL BURDEN AJUSTADO

$$B(\text{ajustado}) = \min(0.35 - 0.45, \frac{2.8}{5})$$

$$B(\text{ajustado}) = 0,4$$

ESPACIAMIENTO

$$S = 1.2 * B$$

$$S = 0.468$$

NÚMERO DE TALADROS

$$\text{ALTURA: } nf = \frac{2.8}{B} + 1$$

$$Nf = 8$$

$$\text{ANCHO: } nc = \frac{2 \cdot i8}{s} + 1$$

$$Nc = 7$$

$$\text{Total: } nf * nc$$

$$\text{Número de taladros total} = 56-57$$

$$\text{TOTAL}=57$$

Figura 87

Distribución de explosivos

N°	Distribución de Taladros			Emulnor 3000 1 1/4 x 12"		Emulnor 1000 1 1/8 x 12"		Accesorios	
	Denominación	Cargados	Vacíos	1 1/4 x 12" N° Cart/Tal	1 1/4 x 12" Total/tal	1 1/8 x 12" N° Cart/Tal	1 1/8 x 12" Total/Tal	Retardo Fanel	Cant.
1	Rompe Boca	1	4	1	1	2	2	LP 1	1
2	Arranque	4		1	4	2	8	LP 2;2;2;2	4
3	Ayudas	4		1	4	2	8	LP 3;3;3;3	4
4	Sobre Ayudas	4		1	4	2	8	LP 4;4;4;4	4
5	Taladros de producción	8		1	8	2	16	LP 5;5;5;5;5;5;5	8
6	Taladros de producción	8		1	8	2	16	LP 6;6;6;6;6;6;6	8
7	Contorno	12		1	12	2	24	LP 7;7;7;7;7;7;7;7;7	12
8	Taladros de Alivio	0	8	1	0	2	0		
9	Cuadradores	4		1	4	2	8	LP 8;8;8;8	4
		45	12	TOTAL	45	TOTAL	90		45
	Total	57							
KILOGRAMOS DE EXPLOSIVOS		34,47		11,97	KG	22,5	KG		

Tabla 6

Factores de voladura

DATOS		
Explosivo total	34,47	Kg
volumen de desmonte	8,54	m ³
Tonelaje desmonte	21,7	t
longitud promedio de barreno	1,22	m
taladros cargados	45	

Factor de potencia (FP)

$$FP = \frac{\text{peso explosivo}}{\text{tonelaje desmonte}}$$

$$FP = 1.59 \text{ kg/ton}$$

Factor de avance lineal (FL)

$$FAL = \frac{\text{peso explosivo}}{\text{avante total}}$$

$$FAL = 32.83 \text{ kg/m}$$

Factor de volumen (FV)

$$FV = \frac{\text{explosivo total}}{\text{volumen de desmonte}}$$
$$FV = 4.04 \text{ kg/m}^3$$

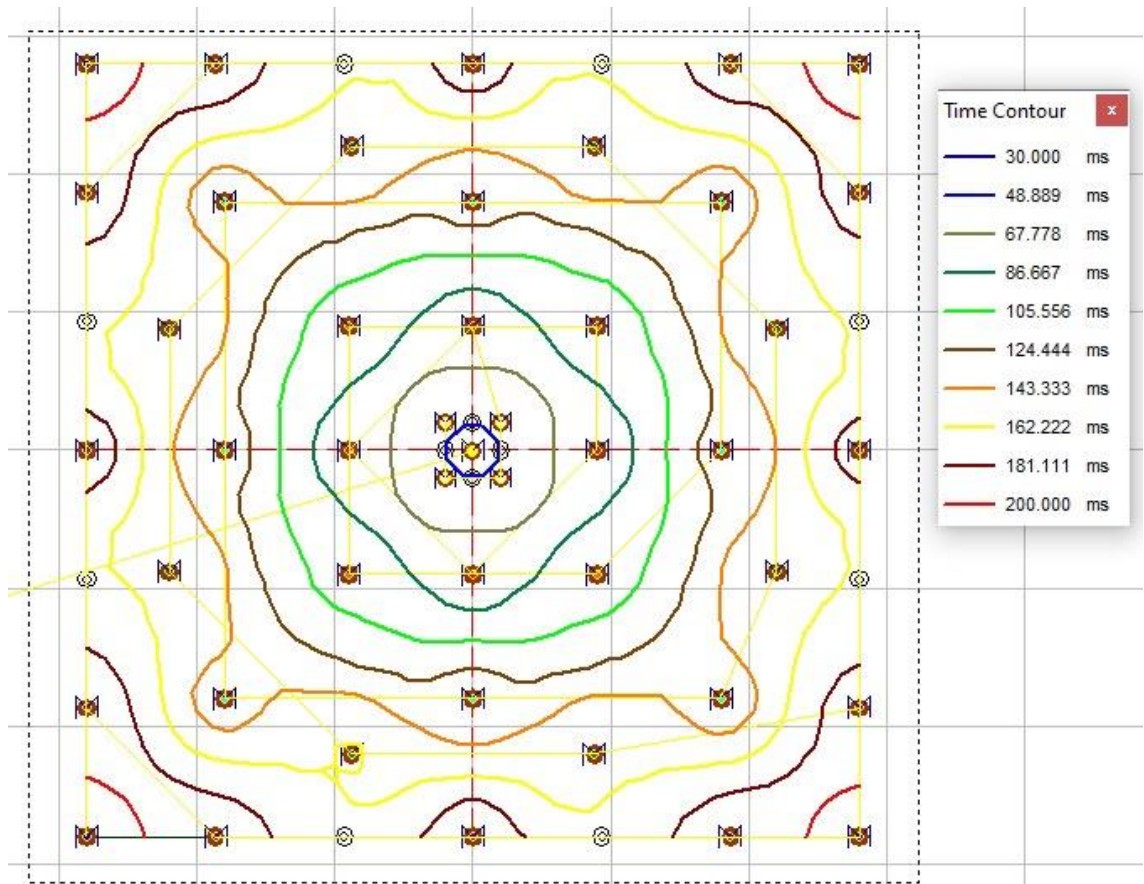
Densidad de carga por taladro

$$\text{Densidad de carga} = \frac{\text{explosivo total}}{\text{taladros cargados}}$$
$$\text{Densidad de carga} = 0.77 \text{ kg/tal}$$

Realizando la simulación en el software JK Simblast, se obtuvo los siguientes resultados

Figura 88

Time contour

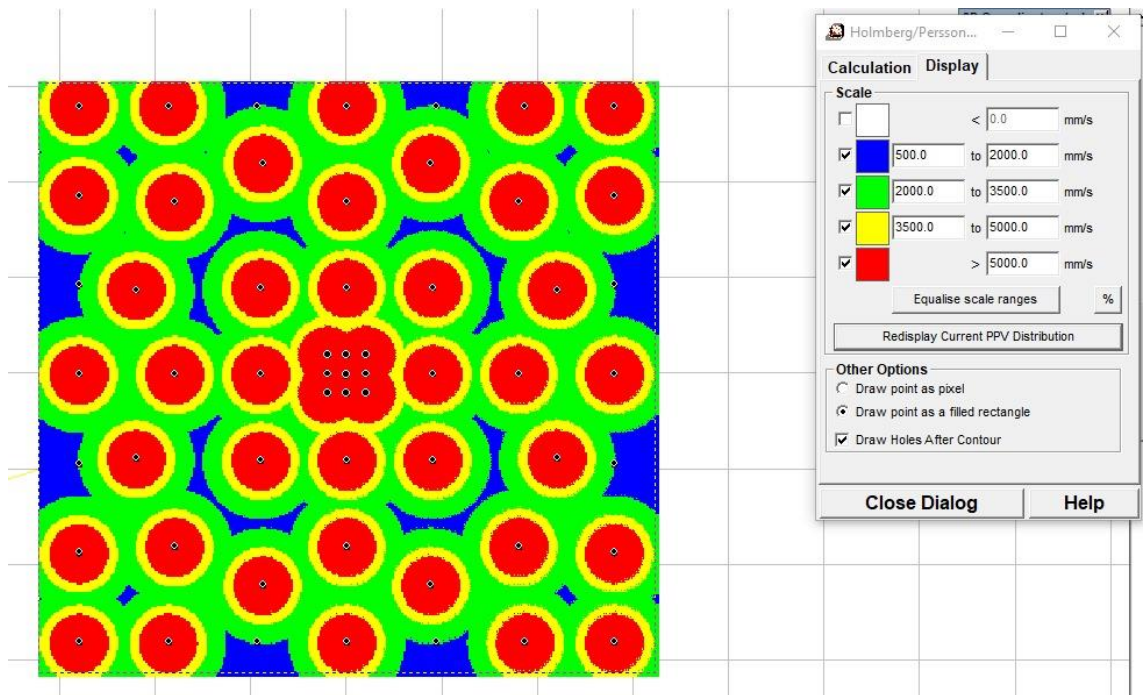


representa un análisis de tiempos de detonación en milisegundos (ms), distribuidos en una malla de puntos (probablemente taladros de voladura):

- Las líneas de colores representan isocronas, es decir, zonas con el mismo tiempo de detonación.
- El tiempo más corto (30 ms) está en el centro, aumentando hacia los bordes (hasta 200 ms).
- Esto sugiere que se trata de una voladura con retardos escalonados, diseñada para iniciar en el centro y expandirse radialmente hacia afuera.
- El objetivo habitual de esta técnica es optimizar la fragmentación del material y controlar vibraciones.

Figura 89

Distribución de velocidad de partícula (PPV)



Este es un mapa de distribución del PPV (Peak Particle Velocity), indicando la velocidad máxima de vibración en mm/s provocada por la detonación:

Colores:

Rojo: >5000 mm/s (vibración muy alta, cerca de los taladros).

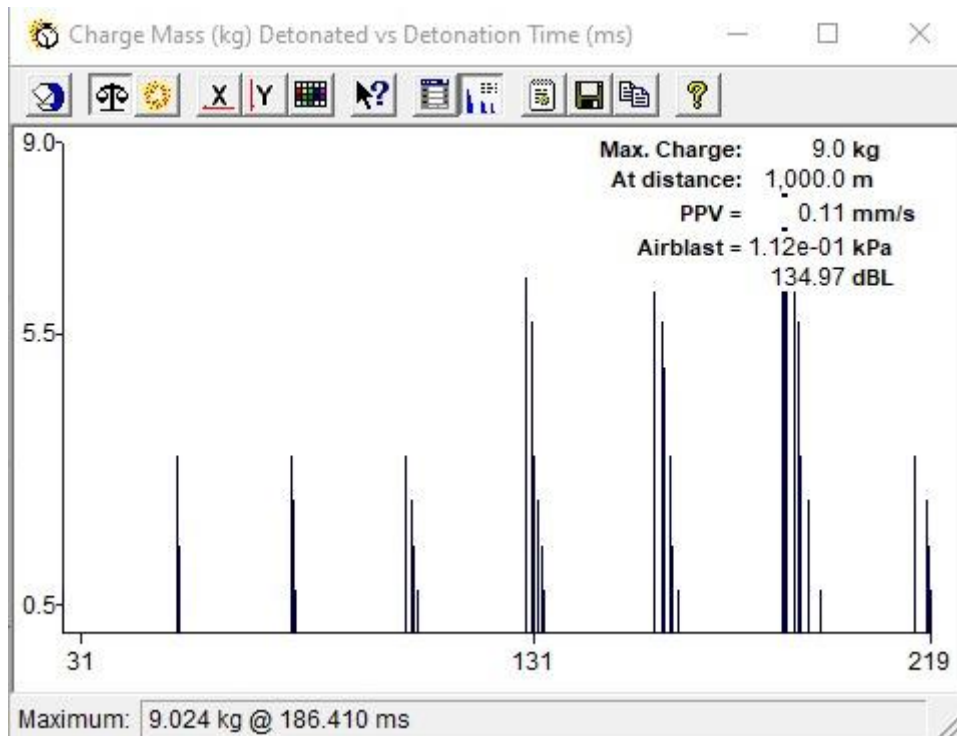
Amarillo/Verde/Azul: disminución progresiva del PPV con la distancia.

El patrón circular sugiere múltiples fuentes (posiciones de detonación) que generan ondas superpuestas.

Este análisis es importante para asegurar que las vibraciones no excedan límites permitidos en estructuras cercanas.

Figura 90

Carga detonada vs. tiempo de detonación



muestra la relación entre el tiempo de detonación y la carga detonada (en kg):

Eje X: tiempo de detonación (ms).

Eje Y: masa de explosivo (kg) por evento.

Se observan múltiples picos, indicando varias detonaciones con diferentes cargas a lo largo del tiempo.

El pico más alto ocurre a los 186.410 ms con 9.024 kg, que coincide con la carga máxima informada.

Se incluyen, además:

PPV = 0.11 mm/s a 1000 m → muy bajo, indicando baja vibración a distancia.

Airblast = 0.112 kPa (134.97 dBL) → onda expansiva moderada.

4.12 MEMORIA DE CÁLCULO VIGAS SOPORTE EN LA ZONA DE REALCE INGENIERÍA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA

Compañía Minera Ares S.A.C. (En adelante CMA) ha solicitado a la empresa Consultora Operaciones Seprocal SAC (en adelante Seprocal), la ampliación y sostenimiento del pique RC 12A.

Se debe verificar la resistencia estructural de la estructura de vigas soporte en la zona de realce, de manera que puedan soportar las cargas de trabajo y la combinación de cargas críticas a las que estarán sometidas durante su operación.

Normas

- Reglamento Nacional de Edificaciones (RNE)
- Norma E.020 Cargas.
- Norma E.090 Estructuras metálicas.
- Specifications for Structural Steel Buildings ANSI/AISC 360-16
- Código de Soldadura Estructural en Acero (AWS)
- Minimum Design Loads for Buildings and Other Structures ASCE7-05

Materiales

Acero estructural: Planchas, perfiles y tubos (ASTM A36) - $f_y = 2530 \text{ kg/cm}^2$

Soldaduras y conectores: Electrodo celulósicos (Según AWS D1.1 E-70) $f_u = 4200 \text{ kg/cm}^2$

Arreglo general

Figura 91

Arreglo general – Distribución de vigas W6

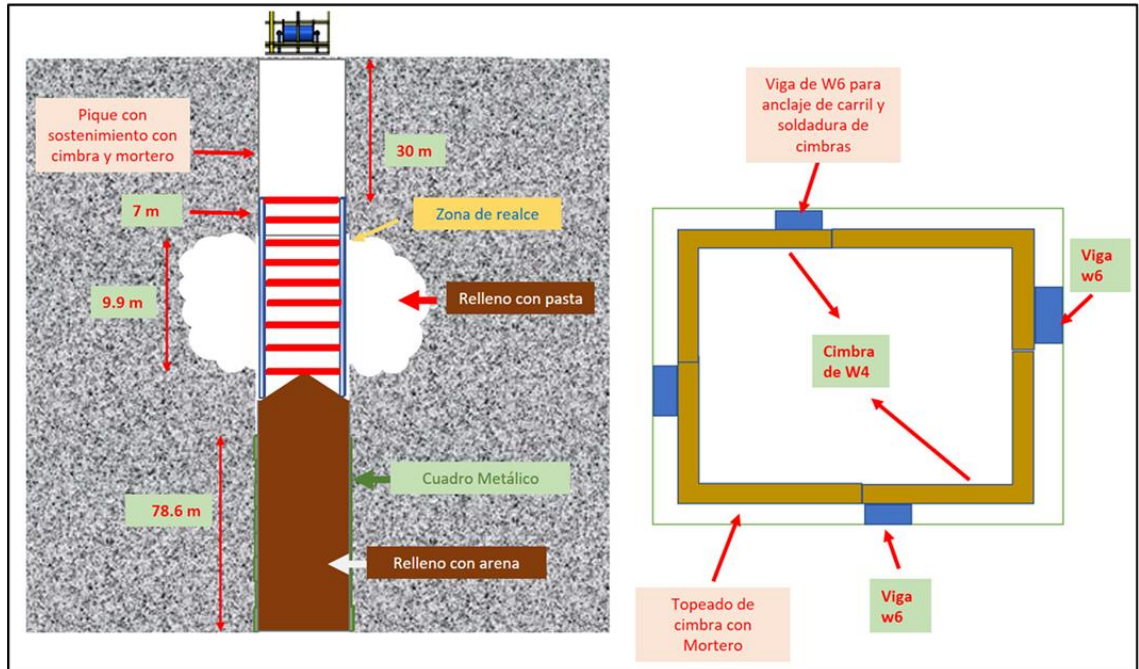


Figura 92

Instalación de cimbras

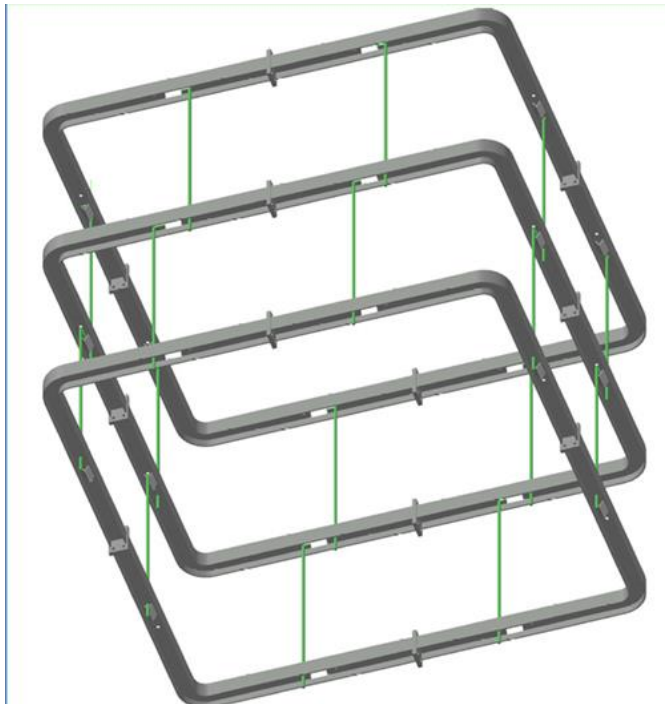


Figura 93

Detalle de las cimbras

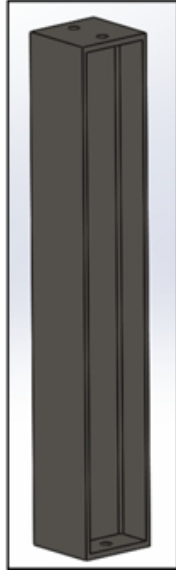


Fig 3: Vigas W6

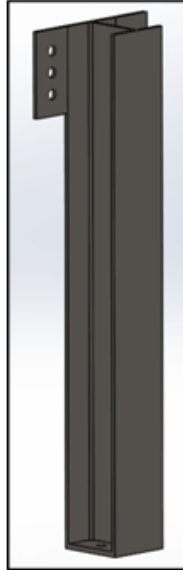


Fig 4: Vigas W6 tipo Cruz

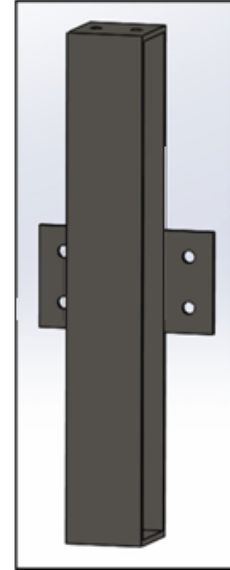
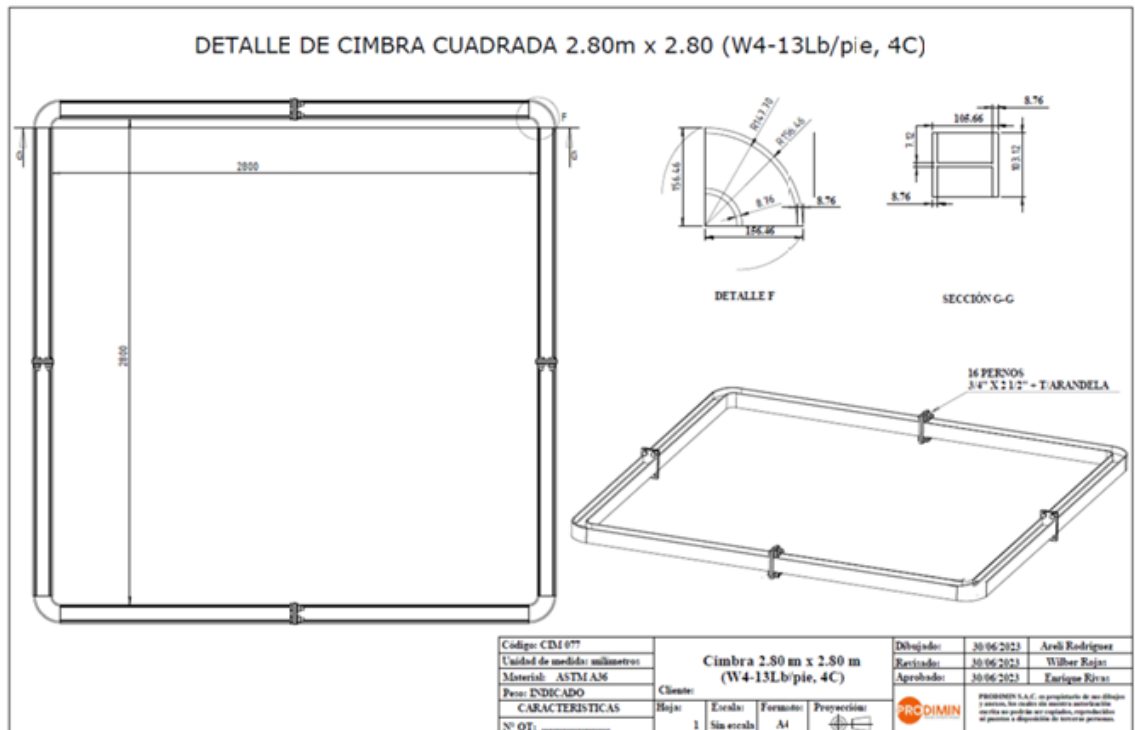


Fig 5: Vigas W6 centrales



Combinación de cargas

Las combinaciones de cargas para el método de Factores de Resistencia y Carga (LRFD). Son las siguientes:

✓ (1.4.1)	$1.4 D$
✓ (1.4.2)	$1.2 D + 1.6 L + 0.5 (S \text{ ó } L_r \text{ ó } R)$
✓ (1.4.3)	$1.2 D + 1.6 (S \text{ ó } L_r \text{ ó } R) + (0.8 W \text{ ó } 0.5 L)$
✓ (1.4.4)	$1.2 D + 1.3 W + 0.5 L + 0.5 (L_r \text{ ó } S \text{ ó } R)$
✓ (1.4.5)	$1.2 D \pm 1.0 E + (0.5 L \text{ ó } 0.2 S)$
✓ (1.4.6)	$0.9 D \pm (1.3 W \text{ ó } 1.0 E)$

Donde:

D: Carga permanente debida al peso de los elementos y efectos permanentes sobre la estructura.

L: Carga viva debida al uso y ocupación de la estructura.

L_r: Carga viva en las Azoteas.

W: Carga del viento.

S: Carga de la nieve.

E: Carga del sismo de acuerdo a la norma.

R: Carga por lluvia o granizo.

Estados de carga

Carga permanente

CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CARGA	UNIDAD
PP	Peso propio de toda la estructura	6500	Kg
D1	Peso de la cimbra 2.8mx2.8m (W4)	250	Kg
D2	Peso de Plancha acanalada	12	Kg/m
D3	Peso de Mortero de concreto	100	Kg/m

Cargas Vivas (sobrecarga) (L): Son aquellas cargas producidas por el uso y ocupación de la estructura. Se obtienen del reglamento nacional de edificaciones y de las condiciones de servicio.

CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CARGA	UNIDAD
L1	Peso del Equipo Principal Trepador	1900	Kg
L2	Peso de Personas dentro del equipo (4)	320	Kg
L3	Peso de materiales y Herramientas	100	Kg

Análisis de cargas

- **Cálculo de Cargas:**

Equipo Trepador:	1900 kg
Personal dentro del equipo (4):	320 kg
<u>Materiales y Herramientas:</u>	<u>100 kg</u>
Peso total:	2320 kg = 2.32 Tn

Debido a que los rieles que soportan al equipo trepador son anclados directamente a la roca y se tiene una columna de rieles ya instalados de 30m, anclados cada 2m, se considera que el equipo trepador se encuentra auto soportado por los rieles no ejerciendo cargas a las vigas W6 en la zona anclada de 7m, pero en la zona que tiene realce de 10m se considerara el 50% de las cargas que ejerce el equipo trepador.

Carga del equipo Trepador considerada para el cálculo (P) = 1.16 Ton

Cálculo del momento generado por la excentricidad (e) del equipo trepador sobre las vigas soporte.

e: Excentricidad del equipo trepador = 0.80m

$$M = P \times e$$

$$M = 1.16 \times 0.8 = 0.928 \text{ Tn.m}$$

Figura 94

Moledo 3D-Escenario critico

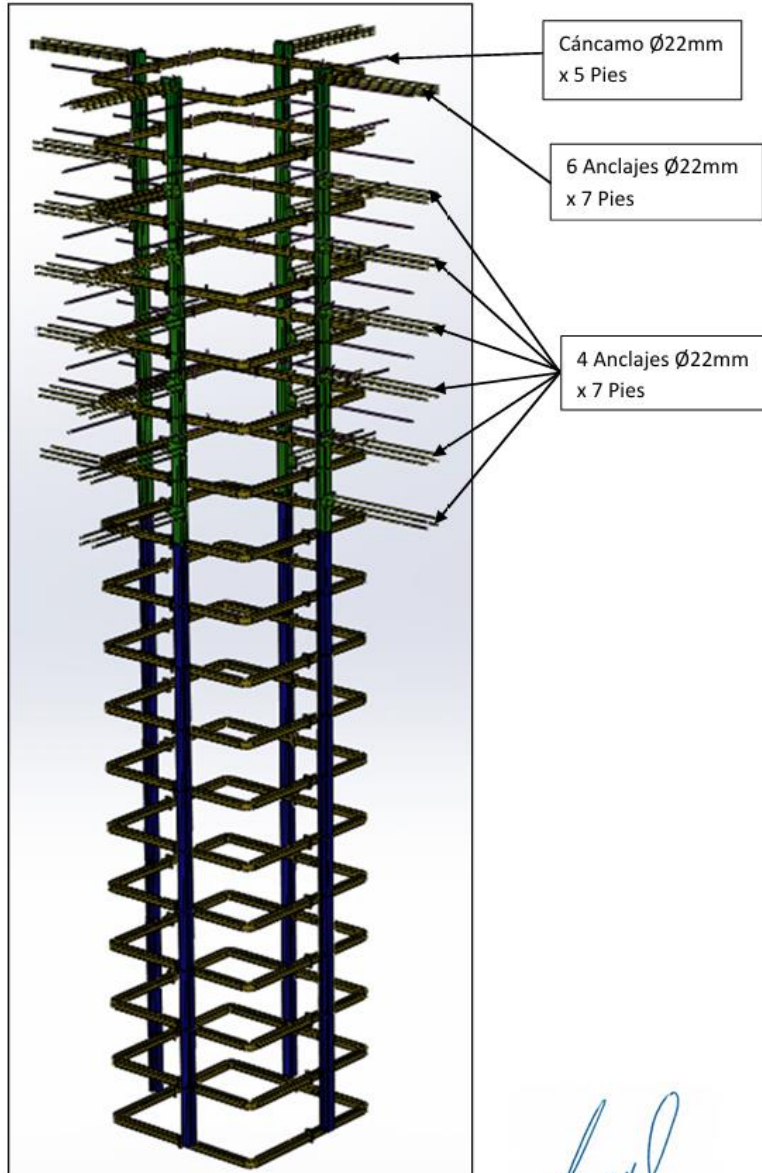
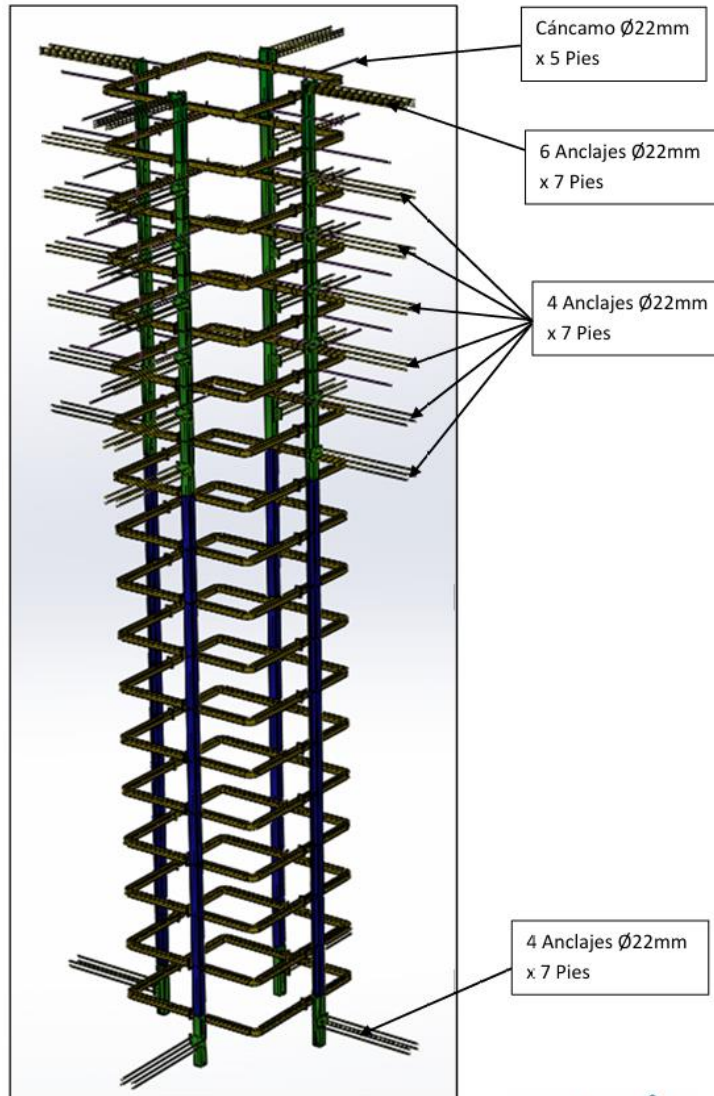


Figura 95

Modelo 3D - Escenario final



escenario crítico:

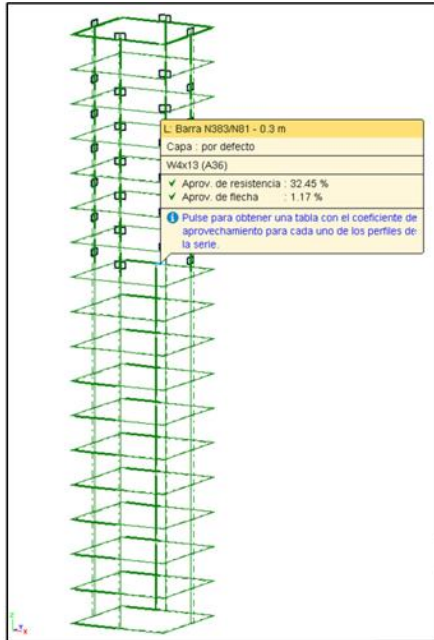
En los primeros 7m de roca insitu, se considera 06 anclajes de rocas en las cuatro vigas W6 tipo cruz y 04 anclajes de roca las cuatro vigas W6 centrales.

En la zona de realce, se instalan 4 vigas W6 cada 1m soldadas a las cimbras de W4, quedando las estructuras suspendidas hasta una longitud de 10m.

RATIOS DE DISEÑO.

Figura 96

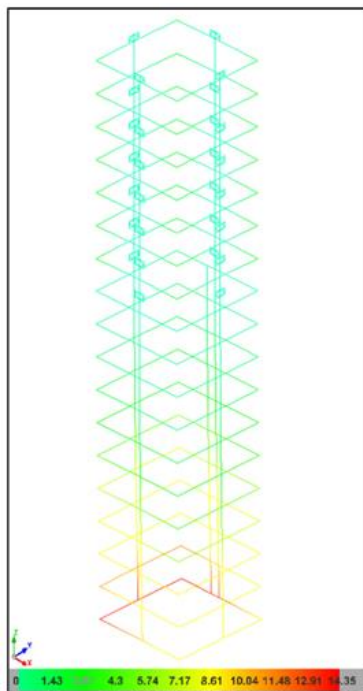
Porcentaje de demanda-capacidad



DEFORMADA.

Figura 97

Desplazamiento máximo



Escenario final

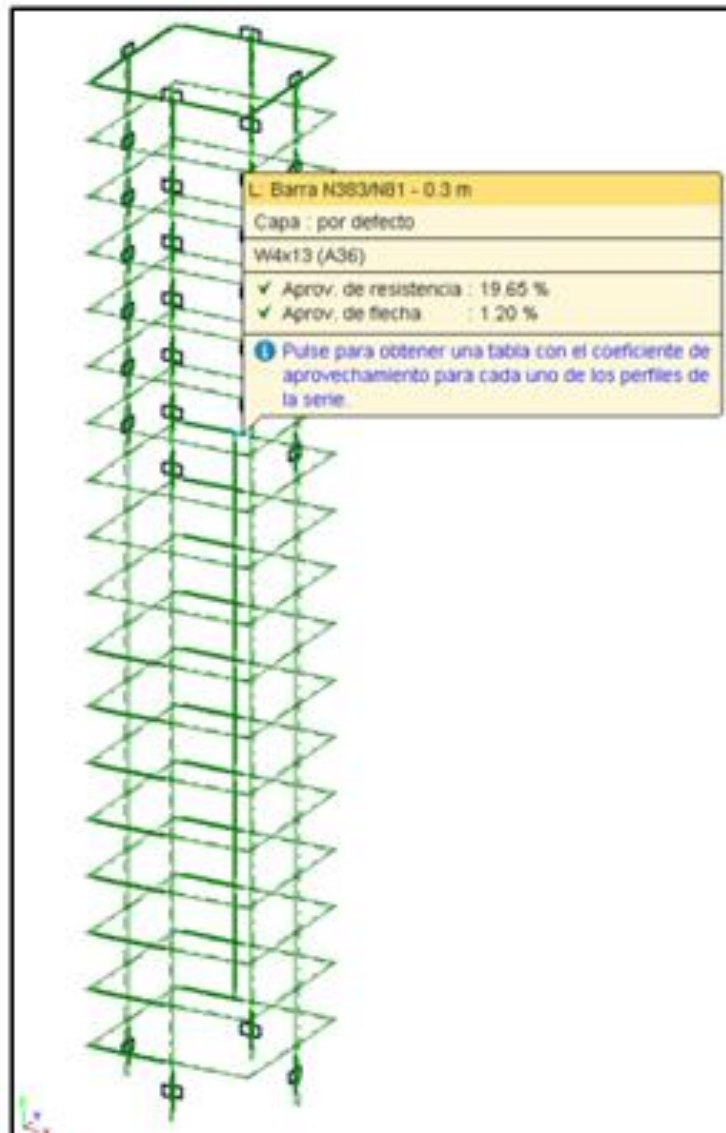
En los primeros 7m de roca insitu, se considera 06 anclajes de rocas en las cuatro vigas W6 tipo cruz y 04 anclajes de roca las cuatro vigas W6 centrales.

En la zona de realce, se instalan 4 vigas W6 cada 1m soldadas a las cimbras de W4, hasta encontrar roca buena y anclar las vigas W6.

RATIOS DE DISEÑO.

Figura 98

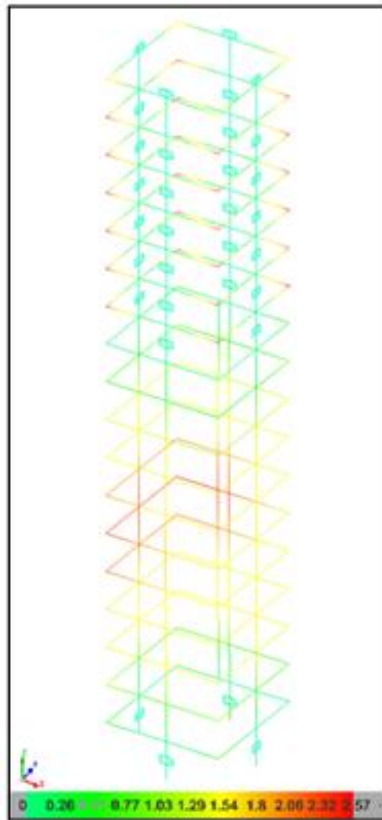
Porcentaje de demanda- capacidad



DEFORMADA.

Figura 99

Desplazamiento máximo



Entonces se realizó la verificación de las vigas soporte bajo las condiciones de las cargas o escenarios más críticas. Como resultado se obtuvo que las estructuras no presentan sobreesfuerzos en los perfiles y cumplen con los criterios del AISC 360 y las normas indicadas. En las vigas soporte, los resultados del análisis de desplazamiento han arrojado un desplazamiento máximo 14.35 mm, inferior del límite permisible. De los resultados de análisis estructural de las vigas soporte en el escenario más crítico, se obtiene un porcentaje demanda capacidad de 32%, obteniendo un factor de seguridad de 3.1, superior al valor recomendado por la norma ANSI/AISC 360-16 de 1.5, para el diseño de

estructuras metálicas, donde las condiciones de carga y ambientales no son severas y donde el peso es una consideración importante.

CONCLUSIONES

- Se logró desarrollar correctamente la ingeniería de detalle en la chimenea 12A Nv. 4560, cumpliendo su función como infraestructura clave para la ventilación en la veta Ángela.
- Las operaciones unitarias en el tramo largo (79.3 m, RMR 31) se realizaron de manera efectiva, adaptándose bien a las condiciones de roca mala tipo IV-A, cumpliendo con los rendimientos esperados.
- En el tramo corto (43.3 m, RMR 27), las operaciones unitarias también se ejecutaron de forma adecuada pese a la baja calidad geomecánica (tipo IV-B), validando su viabilidad en condiciones más críticas.
- El diseño de la malla de perforación y la selección de agentes de voladura fueron acertados, permitiendo una fragmentación controlada y segura en ambos tramos, optimizando los avances y reduciendo riesgos.
- Se propuso e implementó el uso de cimbras metálicas como insumo principal de sostenimiento, siendo adecuadas para estabilizar las paredes de la chimenea 12A Nv. 4560, incluso en la zona de falla. Su aplicación demostró ser eficiente y confiable a lo largo del tiempo.

RECOMENDACIONES

- Exigir el cumplimiento riguroso del análisis técnico e ingeniería de detalle en los futuros Reportes de Construcción, priorizando simulaciones geomecánicas, modelamientos 3D y validación multidisciplinaria.
- Mantener el control técnico en campo para asegurar que la ejecución se alinee con el diseño, evitando desviaciones que comprometan la estabilidad de la obra.
- Continuar aplicando metodologías geomecánicas (RMR, Q, GSI) y ensayos complementarios de laboratorio para optimizar decisiones técnicas.
- Reforzar la capacitación del personal en sostenimiento mixto y manejo de condiciones geotécnicas adversas.
- Conservar una planificación detallada de voladuras utilizando simuladores (JKSimBlast, SHOTPlus), y realizar análisis de vibraciones para mejorar la fragmentación y proteger el macizo rocoso.
- Registrar y analizar sistemáticamente los resultados post-voladura para fortalecer la base de datos técnica y mejorar procesos.
- Incorporar cimbras metálicas en zonas críticas, previa evaluación costo-beneficio y modelamiento estructural, para reforzar la estabilidad de chimeneas y facilitar el sostenimiento secundario.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Colombia, G. d. (2018). *Guía de seguridad para sostenimiento de minas subterráneas*. Bogotá.
- Cordova, i. (2024). *PROPUESTA DE MEJORA DEL RENDIMIENTO CON NUEVA TECNOLOGÍA DE PERFORADORA MANUAL HIDRÁULICA (JACK LEG) PARA EL PROYECTO DE LA U.P. EL DORADO, 2022*. UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN, Tacna. Obtenido de <https://repositorio.unjbg.edu.pe/server/api/core/bitstreams/540e6e93-9ef7-409f-931b-003d1e184365/content>
- Lopez, H. (2023). *Excavación de chimenea de ventilación mediante la plataforma trepadora Alimak STH-5E en mina AGROMIN "La Bonita"*. Universidad Daniel Alcides Carrion, Cerro de Pasco. Obtenido de http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/3679/1/T026_73046019_T.pdf
- Luna, W. (2021). *OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE UN NUEVO DISEÑO DE MALLA EN LA EJECUCIÓN DEL BY PASS 4200 N DE LA UNIDAD MINERA INMACULADA HOCHSCHILD MINING-AYACUCHO*. UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO, Puno. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/17519>
- Tique, e. (2020). *EVALUACIÓN Y CONTROL DE INDICADORES DE VOLADURA DE TAJOS MEDIANTE EL MÉTODO DE TALADROS LARGOS EN LA UNIDAD INMACULADA COMPAÑÍA MINERA ARES*. UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA, Moquegua, Perú. Obtenido de <https://repositorio.unam.edu.pe/handle/UNAM/159>
- EXSA, S. (2019). *Manual práctico de voladura.. EXSA SA*.

- Baker, Q. A., Tang, M. J., Scheier, E. A., & Silva, G. J. (1996). Vapor cloud explosion analysis. *Process Safety Progress*, 15(2), 106-109.
- López Jimeno (1980). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Serie: Tecnología y Seguridad Minera. Instituto Tecnológico GeoMinero de España. Recuperado de <https://es.scribd.com/document/371379440/Manual-de-Perforacion-y-Voladura-de-Rocas-Lopez-Jimeno-LIBROSVIRTUAL-com-1>
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., & García Bermúdez, P. (2003). Manual de perforación y voladura de rocas. *Madrid: Instituto Tecnológico Geominero de España.*
- Franca, L. (2010). A bit-rock interaction model for rotary-percussive drilling. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. Australia.
- Mateos, R. M., Ferrer, M., & González De Vallejo González, L. I. (2002). Los materiales rocosos de la Sierra de Tramuntana (Mallorca). Caracterización geomecánica y clasificación geotécnica.
- Hoek, E., Wood, D., & Shah, S. (1992). A modified Hoek–Brown failure criterion for jointed rock masses. In *Rock Characterization: ISRM Symposium, Eurock'92, Chester, UK, 14–17 September 1992* (pp. 209-214). Thomas Telford Publishing.
- Marinos, V. I. I. I., Marinos, P., & Hoek, E. (2005). The geological strength index: applications and limitations. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 64, 55-65.
- Wang, F. (2012). Advanced directional drilling technology for gas drainage and exploration in Australian coal mines. First International Symposium on Mine Safety Science and Engineering. Sciverse Science Direct China.

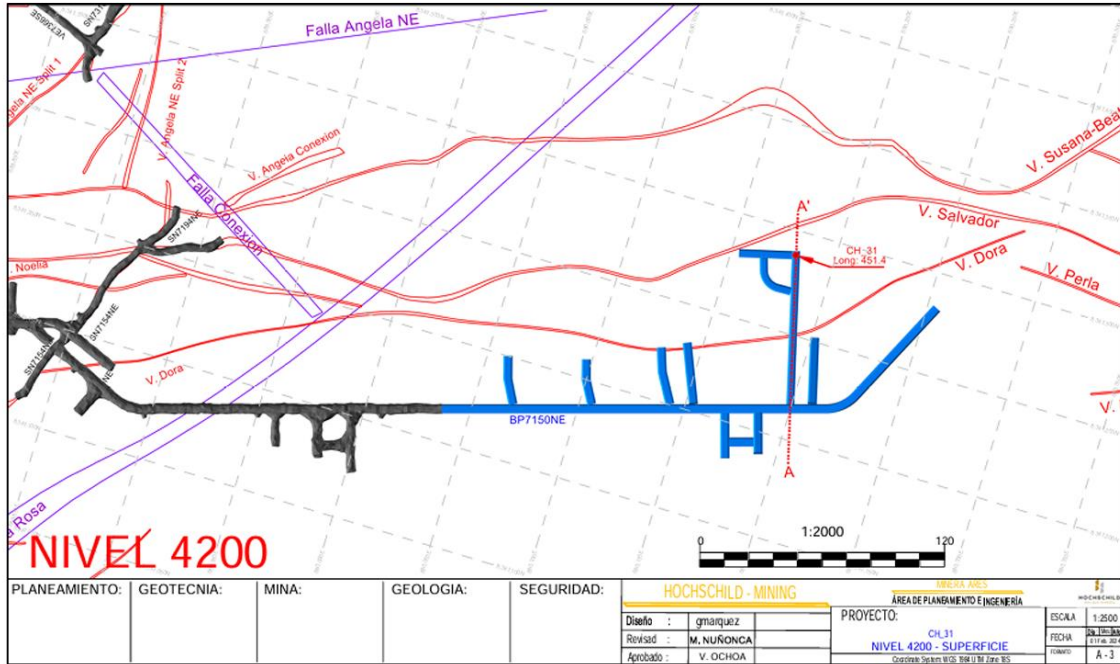
ANEXOS

1. Matriz de consistencia: Ingeniería de detalle en la construcción de la chimenea 12A Nv. 4560 en la Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Inmaculada-2024.

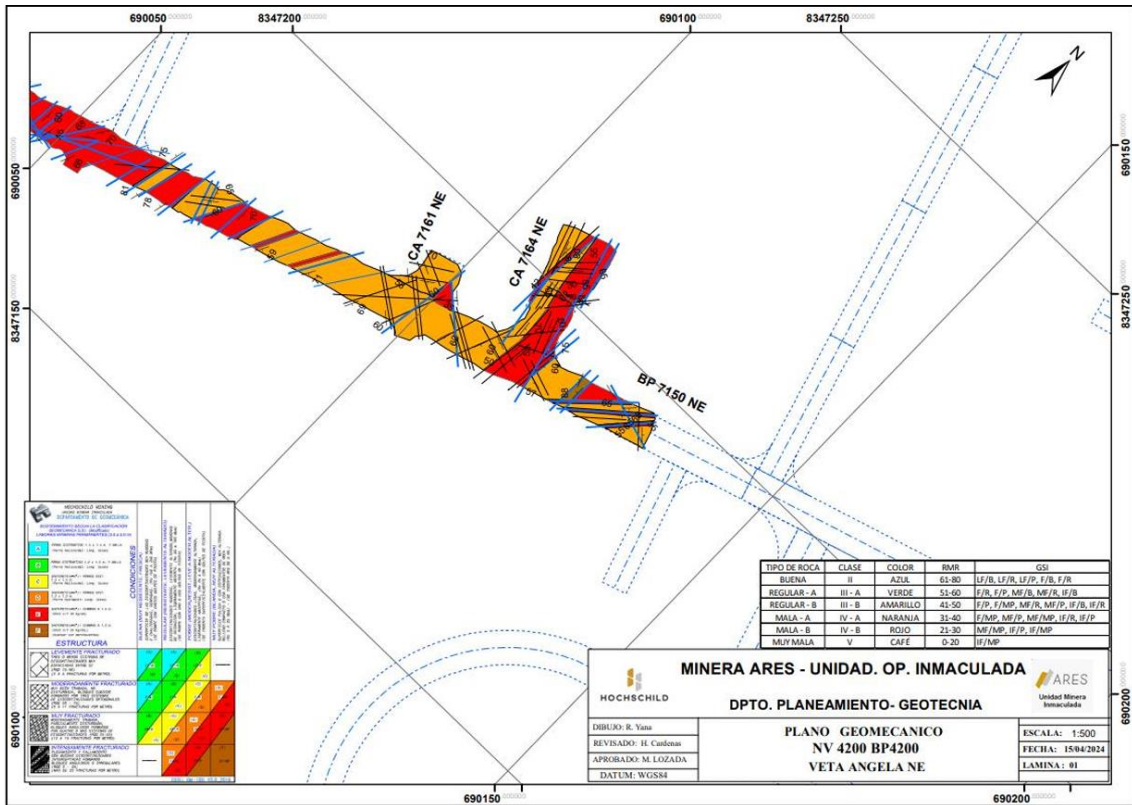
Problemas	Objetivos	Hipótesis	Variables	Dimensión	Indicadores	Metodología de investigación
Problema General: ¿Cómo se ejecutará la ingeniería de detalle en la construcción de la chimenea 12A, Nv. 4560 por la empresa Operaciones Seprocal S.A.C. en la U.E.A. Inmaculada?	Objetivo General: Desarrollar la ingeniería de detalle en la construcción de la chimenea 12A Nv. 4560 en la Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Inmaculada-2025.	Hipótesis General: El desarrollo de la ingeniería de detalle en la construcción de la chimenea 12A Nv. 4560 en la Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Inmaculada-2025; proporcionará aire fresco y/o extraerá aire viciado de las labores de la veta Angela.	Variables dependientes			Tipo de investigación Aplicativo Nivel de investigación Descriptivo y correlacional Diseño de investigación No experimental Población Labores verticales de ventilación de la U.E.A. Inmaculada Muestra
Problema Específico 1: ¿Cómo responderán las operaciones unitarias del proceso de excavación frente a la evaluación geomecánica del tramo de 122.7 metros y 31 RMR roca tipo mala IV-A (tramo largo)?	Objetivo Específico 1: Determinar la performance de las operaciones unitarias del proceso de excavación frente a la evaluación geomecánica del tramo de 79.3 metros y 31 RMR roca tipo mala IV-A (tramo largo).	Hipótesis Específica 1: Podrá cumplir las operaciones unitarias del proceso de excavación frente a la evaluación geomecánica del tramo de 79.3 metros y 31 RMR roca tipo mala IV-A (tramo largo). La evaluación geomecánica del tramo de 79.3 metros y 31 RMR roca tipo mala IV-A (tramo largo) es efectiva para las operaciones unitarias del proceso de excavación.	Utilización efectiva del equipo RC Segecal	Tecnológica	Disponibilidad mecánica y/o eléctrica	
Problema Específico 2:	Objetivo Específico 2:	Hipótesis Específica 2:	Productividad	Operacional	Número de operadores	
			Sostenimiento	Operacional	Clase de insumo activo y/o pasivo	
			Variables independientes			

<p>¿Cómo responderán las operaciones unitarias del proceso de excavación frente a la evaluación geomecánica del tramo de 97.8 metros y 27 RMR roca tipo mala IV-B (tramo corto)?</p>	<p>Determinar la performance de las operaciones unitarias del proceso de excavación frente a la evaluación geomecánica del tramo de 43.3 metros y 27 RMR roca tipo mala IV-B (tramo corto).</p>	<p>Podrá cumplir las operaciones unitarias del proceso de excavación frente a la evaluación geomecánica del tramo de 43.3 metros y 27 RMR roca tipo mala IV-B (tramo corto). La evaluación geomecánica del tramo de 43.3 metros y 27 RMR roca tipo mala IV-B (tramo largo) es efectiva para las operaciones unitarias del proceso de excavación.</p>	<p>Sistema de clasificación geomecánica</p>	<p>Macizo rocoso</p>	<p>RMR</p>	<p>Raise Climber 12A Nv. 4560</p> <p>Técnicas de recolección:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Técnica de observación • Técnica de análisis documental <p>Instrumentos de recolección:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Reportes de observaciones • Guía de análisis documental
<p>Problema Específico 3: ¿Cuál será el diseño de la malla de perforación, y qué tipos de agentes y accesorios de voladura se utilizarán en la columna de perforación en ambos tramos?</p>	<p>Objetivo Específico 3: Evaluar y aplicar el diseño de la malla de perforación, y qué tipos de agentes y accesorios de voladura se utilizarán en la columna de perforación en ambos tramos.</p>	<p>Hipótesis Específica 3: Que resultados se obtendrá con el diseño de la malla de perforación, y los agentes y accesorios de voladura que se utilizan en la columna de perforación en ambos tramos. La malla de perforación, los agentes y accesorios de voladura que se utilizan en la columna de perforación en ambos tramos son óptimas para el desarrollo de estas labores</p>	<p>Diseño de malla</p>	<p>Tecnológica</p>	<p>Número de taladros</p>	<p>Procesamiento de datos:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Digitalización de datos según su dimensión
<p>Problema Específico 4: ¿Qué insumos de sostenimiento se utilizarán para la estabilidad de las paredes de la chimenea 12A Nv. 4560 en ambos tramos incluyendo la zona de falla?</p>	<p>Objetivo Específico 4: Proponer los insumos de sostenimiento que se utilizarán para la estabilidad de las paredes de la chimenea 12A Nv. 4560 en ambos tramos incluyendo la zona de falla.</p>	<p>Hipótesis Específica 4: Los insumos de sostenimiento propuestos para el restablecimiento del desequilibrio provocado por la construcción serán, los más favorables con el tiempo para estabilizar la chimenea 12A Nv. 4560.</p>	<p>Explosivos y agentes de voladura</p>	<p>Tecnológica</p>	<p>Columna de carga</p>	<p>Análisis de datos:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Evaluación y discusión
			<p>Limpieza</p>	<p>Operacional</p>	<p>Metros cúbicos/guardia</p>	

2. vista en planta del proyecto a superficie - Nv 4200 CH 31



3 Plano Geomecánico labores aledañas - Nv 4200 CH 31



4 INFORMACIÓN GEOTECNICA – LOGUEO RMR CORREGIDO

DESCRIPCIÓN DEL TALADRO					PARÁMETROS CLASIFICACIÓN RMR										RMR	Tipo y Calidad	
Item	Profundidad		Longitud de corrida	Litología		Resistencia Roca Intacta Rango (Mpa)		RQD	Persistencia	Espaciamiento	Abertura	Rugosidad	Relleno	Alteración			Agua
N°	De	Hasta		Descripción	Registro Gráfico	Resistencia	Valor	Valor	Valor	Valor	Valor	Valor	Valor	Valor	Valor	Valor	
1	0.00	3.00	3.00	Cuaternario	Cuat	R0	0.00	1	1	1	1	1	1	1	1	8.00	Muy Mala V
2	3.00	5.20	2.20	Debris Flow	DF	R2	3.00	4	1	4	1	1	1	1	7	23.00	Mala IV-B
3	5.20	7.50	2.30	Debris Flow	DF	R3	6.00	4	2	4	1	2	2	3	7	31.00	Mala IV-A
4	7.50	14.60	7.10	Andesita	And	R4	8.00	8	3	8	2	3	1	3	7	43.00	Regular III-B
5	14.60	21.20	6.60	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
6	21.20	23.60	2.40	Debris Flow	DF	R2	3.00	4	2	4	1	2	1	2	7	21.00	Mala IV-B
7	23.60	74.30	50.70	Debris Flow	DF	R4	8.00	8	3	8	3	3	3	3	7	46.00	Regular III-B
8	74.30	82.80	8.50	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
9	82.80	90.00	7.20	Debris Flow	DF	R3	6.00	7	2	7	3	2	1	2	7	37.00	Mala IV-A
10	90.00	91.00	1.00	Debris Flow	DF	R4	8.00	8	3	8	2	2	1	3	7	42.00	Regular III-B
11	91.00	91.80	0.80	Debris Flow	DF	R3	5.00	6	2	6	2	3	1	2	7	29.00	Mala IV-B
12	91.80	92.40	0.60	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
13	92.40	94.40	2.00	Debris Flow	DF	R2	3.00	5	2	5	1	2	1	2	7	23.00	Mala IV-B
14	94.40	96.60	2.20	Brecha de Falla	BxF	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
15	96.60	99.00	2.40	Debris Flow	DF	R3	6.00	7	2	7	1	2	1	2	7	35.00	Mala IV-A
16	99.00	101.40	2.40	Debris Flow	DF	R2	3.00	5	2	5	1	2	1	2	7	23.00	Mala IV-B
17	101.40	103.80	2.40	Debris Flow	DF	R3	6.00	7	2	7	1	2	1	2	7	35.00	Mala IV-A
18	103.80	104.40	0.60	Debris Flow	DF	R2	4.00	6	2	6	1	2	1	2	7	31.00	Mala IV-A
19	104.40	105.30	0.90	Debris Flow	DF	R3	5.00	6	2	6	1	2	1	2	7	32.00	Mala IV-A
20	105.30	108.00	2.70	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
21	108.00	114.15	6.15	Andesita	And	R2	3.00	5	2	5	1	2	1	2	7	23.00	Mala IV-B
22	114.15	117.60	3.45	Andesita	And	R4	7.00	8	3	8	2	3	2	3	7	43.00	Regular III-B
23	117.60	118.50	0.90	Andesita	And	R3	5.00	6	2	6	1	2	1	2	7	27.00	Mala IV-B
24	118.50	119.40	0.90	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
25	119.40	122.15	2.75	Debris Flow	DF	R4	8.00	8	3	8	2	3	2	3	7	44.00	Regular III-B
26	122.15	122.60	0.45	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V

27	122.60	124.65	2.05	Debris Flow	DF	R4	8.00	7	3	7	2	3	1	3	7	41.00	Regular III-B
28	124.65	125.60	0.95	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
29	125.60	126.60	1.00	Debris Flow	DF	R3	6.00	6	2	6	1	2	1	2	7	28.00	Mala IV-B
30	126.60	128.20	1.60	Debris Flow	DF	R2	3.00	5	2	5	1	2	1	2	7	23.00	Mala IV-B
31	128.20	129.00	0.80	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
32	129.00	134.60	5.60	Debris Flow	DF	R4	7.00	8	3	8	2	2	1	2	7	40.00	Mala IV-A
33	134.60	135.00	0.40	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
34	135.00	138.00	3.00	Brecha de Falla	BxF	R2	3.00	4	2	4	1	2	1	2	7	26.00	Mala IV-B
35	138.00	140.00	2.00	Debris Flow	DF	R4	7.00	8	3	8	2	2	1	2	7	40.00	Mala IV-A
36	140.00	141.00	1.00	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
37	141.00	145.40	4.40	Debris Flow	DF	R3	6.00	7	2	7	1	2	1	2	7	35.00	Mala IV-A
38	145.40	147.20	1.80	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
39	147.20	151.00	3.80	Andesita	And	R4	8.00	7	3	7	2	3	2	3	7	42.00	Regular III-B
40	151.00	153.30	2.30	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
41	153.30	155.30	2.00	Andesita	And	R4	7.00	6	2	6	1	2	1	2	7	29.00	Mala IV-B
42	155.30	156.00	0.70	Brecha de Falla	BxF	R2	3.00	4	2	4	1	2	1	2	7	21.00	Mala IV-B
43	156.00	159.80	3.80	Andesita	And	R4	8.00	7	3	7	2	3	2	3	7	42.00	Regular III-B
44	159.80	160.20	0.40	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
45	160.20	161.20	1.00	Andesita	And	R4	8.00	7	3	7	2	3	2	3	7	37.00	Mala IV-A
46	161.20	162.30	1.10	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
47	162.30	163.80	1.50	Andesita	And	R3	6.00	7	2	7	1	2	1	2	7	30.00	Mala IV-B
48	163.80	165.10	1.30	Andesita	And	R4	8.00	7	3	7	2	3	2	3	7	37.00	Mala IV-A
49	165.10	165.90	0.80	Andesita	And	R3	6.00	7	2	7	1	2	1	2	7	35.00	Mala IV-A
50	165.90	170.60	4.70	Andesita	And	R4	8.00	7	3	7	2	3	2	3	7	42.00	Regular III-B
51	170.60	171.00	0.40	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
52	171.00	173.45	2.45	Debris Flow	DF	R4	8.00	7	3	7	2	3	2	3	7	42.00	Regular III-B
53	173.45	177.40	3.95	Debris Flow	DF	R2	3.00	5	2	5	2	2	1	2	7	29.00	Mala IV-B
54	177.40	180.30	2.90	Debris Flow	DF	R3	5.00	6	2	6	1	2	1	2	7	32.00	Mala IV-A
55	180.30	196.70	16.40	Debris Flow	DF	R4	8.00	8	3	8	2	3	2	3	7	44.00	Regular III-B
56	196.70	198.00	1.30	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
57	198.00	204.20	6.20	Andesita	And	R3	6.00	5	2	5	1	2	1	2	7	31.00	Mala IV-A

58	204.20	225.80	21.60	Andesita	And	R4	9.00	8	3	8	2	3	2	3	7	45.00	Regular III-B
59	225.80	226.80	3.40	Falla	Fa	R1	1.00	2	1	2	1	1	1	1	7	17.00	Muy Mala V
60	226.80	232.20	3.00	Debris Flow	DF	R2	3.00	3	2	3	2	2	1	2	7	25.00	Mala IV-B
61	232.20	234.25	2.05	Falla	Fa	R1	1.00	0	1	0	1	1	1	1	7	13.00	Muy Mala V
62	234.25	239.20	4.95	Debris Flow	DF	R2	3.00	3	1	3	1	1	1	1	7	21.00	Mala IV-B
63	239.20	247.00	7.80	Debris Flow	DF	R4	7.00	7	3	7	2	3	2	3	7	41.00	Regular III-B
64	247.00	248.70	1.70	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
65	248.70	254.10	5.40	Debris Flow	DF	R2	3.00	3	2	3	1	2	1	2	7	24.00	Mala IV-B
66	254.10	259.80	5.70	Debris Flow	DF	R4	7.00	8	3	8	2	3	2	3	7	43.00	Regular III-B
67	259.80	260.10	0.30	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
68	260.10	264.50	4.40	Debris Flow	DF	R4	7.00	8	3	8	2	3	2	3	7	38.00	Mala IV-A
69	264.50	266.20	1.70	Debris Flow	DF	R3	4.00	4	2	4	2	2	1	2	7	28.00	Mala IV-B
70	266.20	270.00	3.80	Debris Flow	DF	R4	7.00	8	3	8	2	3	2	3	7	43.00	Regular III-B
71	270.00	276.00	6.00	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
72	276.00	277.80	1.80	Debris Flow	DF	R3	4.00	3	2	3	2	2	1	2	7	26.00	Mala IV-B
73	277.80	278.80	1.00	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
74	278.80	284.90	6.10	Debris Flow	DF	R4	8.00	8	3	8	3	3	2	3	7	45.00	Regular III-B
75	284.90	286.40	1.50	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
76	286.40	287.90	1.50	Debris Flow	DF	R3	3.00	3	2	3	2	2	1	2	7	25.00	Mala IV-B
77	287.90	292.90	5.00	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
78	292.90	295.20	2.30	Mineral Vetilla	MVt	R3	5.00	4	2	4	2	3	2	2	7	26.00	Mala IV-B
79	295.20	299.10	3.90	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
80	299.10	304.60	5.50	Debris Flow	DF	R4	8.00	8	3	8	2	3	3	3	7	45.00	Regular III-B
81	304.60	306.00	1.40	Falla	Fa	R1	1.00	2	1	2	1	1	1	1	7	17.00	Muy Mala V
82	306.00	311.40	5.40	Debris Flow	DF	R4	7.00	8	3	8	2	2	2	3	7	42.00	Regular III-B
83	311.40	312.30	0.90	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
84	312.30	314.90	2.60	Debris Flow	DF	R4	6.00	5	3	5	2	2	2	2	7	34.00	Mala IV-A
85	314.90	317.50	2.60	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
86	317.50	321.20	3.70	Debris Flow	DF	R4	8.00	7	3	7	2	2	2	3	7	41.00	Regular III-B
87	321.20	325.80	4.60	Debris Flow	DF	R3	4.00	4	2	4	2	2	1	2	7	23.00	Mala IV-B
88	325.80	332.80	7.00	Debris Flow	DF	R4	7.00	7	2	7	2	2	1	2	7	37.00	Mala IV-A
89	332.80	337.60	4.80	Debris Flow	DF	R3	3.00	4	2	4	1	2	1	2	7	26.00	Mala IV-B
90	337.60	340.40	2.80	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V

91	340.40	359.90	19.50	Andesita	And	R4	8.00	9	3	9	3	3	2	3	7	47.00	Regular III-B
92	359.90	361.80	1.90	Debris Flow	DF	R4	6.00	6	3	6	2	2	1	2	7	35.00	Mala IV-A
93	361.80	362.00	0.20	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
94	362.00	370.40	8.40	Debris Flow	DF	R4	8.00	9	3	9	3	3	2	3	7	47.00	Regular III-B
95	370.40	374.60	4.20	Andesita	And	R4	9.00	9	3	9	3	3	2	3	7	48.00	Regular III-B
96	374.60	377.50	2.90	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
97	377.50	379.10	1.60	Andesita	And	R3	5.00	5	2	5	1	1	1	2	7	24.00	Mala IV-B
98	379.10	380.70	1.60	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
99	380.70	382.80	2.10	Debris Flow	DF	R4	7.00	7	2	7	2	2	1	2	7	37.00	Mala IV-A
100	382.80	390.40	7.60	Debris Flow	DF	R4	8.00	9	3	9	2	3	2	3	7	46.00	Regular III-B
101	390.40	393.60	3.20	Debris Flow	DF	R4	8.00	7	3	7	2	3	2	3	7	42.00	Regular III-B
102	393.60	398.20	4.60	Debris Flow	DF	R3	5.00	4	2	4	2	2	1	2	7	29.00	Mala IV-B
103	398.20	400.20	2.00	Debris Flow	DF	R3	6.00	5	2	5	2	2	1	2	7	27.00	Mala IV-B
104	400.20	401.40	1.20	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	10.00	Muy Mala V
105	401.40	404.20	2.80	Debris Flow	DF	R4	5.00	5	2	5	2	2	1	2	7	31.00	Mala IV-A
106	404.20	413.70	9.50	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
107	413.70	416.90	3.20	Andesita	And	R4	8.00	9	3	9	2	3	2	3	7	46.00	Regular III-B
108	416.90	420.80	3.90	Andesita	And	R3	4.00	4	2	4	2	2	1	2	7	23.00	Mala IV-B
109	420.80	422.30	1.50	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
110	422.30	427.20	4.90	Debris Flow	DF	R3	6.00	6	2	6	2	2	1	2	7	34.00	Mala IV-A
111	427.20	427.90	0.70	Mineral Veta	MV	R4	7.00	6	2	6	2	3	2	3	7	33.00	Mala IV-A
112	427.90	430.00	2.10	Falla	Fa	R1	1.00	1	1	1	1	1	1	1	7	15.00	Muy Mala V
113	430.00	431.30	1.30	Andesita	And	R3	4.00	4	2	4	1	2	1	2	7	27.00	Mala IV-B
114	431.30	433.80	2.50	Andesita	And	R3	6.00	6	3	6	2	2	1	2	7	35.00	Mala IV-A
115	433.80	441.00	7.20	Debris Flow	DF	R4	7.00	7	3	7	2	3	1	3	7	40.00	Mala IV-A
116	441.00	442.60	1.60	Debris Flow	DF	R4	8.00	8	2	8	2	3	1	3	7	42.00	Regular III-B
117	442.60	443.30	0.70	Debris Flow	DF	R3	4.00	4	2	4	1	2	1	2	7	22.00	Mala IV-B
118	443.30	446.40	3.10	Debris Flow	DF	R4	8.00	8	2	8	2	3	1	3	7	42.00	Regular III-B
119	446.40	446.80	0.40	Debris Flow	DF	R3	4.00	4	2	4	1	2	1	2	7	22.00	Mala IV-B
120	446.80	451.00	4.20	Debris Flow	DF	R4	8.00	8	3	8	2	3	1	3	7	43.00	Regular III-B



5 INFORMACION GEOTECNICA- LOGUEO - EVALUACION GEOMECANICA DEL RC 12A NV 4440

Rem	DESCRIPCION DEL TALADRO			PARAMETROS CLASIFICACION RMR														RMR	Tipo y Calidad			
	Profundidad		Longitud de corrida	Litología		Resistencia Roca Intacta Rango (MPa)				RQD		Discontinuidades		Persistencia		Abertura	Rugosidad			Relevo	Alteración	Agua
	N°	De		Hasta	Descripción	Registro Gráfico	Resistencia	Valor	Long	RQD (%)	Valor	Tipo	Simbolo	Valor	Valor							
1	0.00	3.75	3.75	Cuaternario	Cuat	8.0	2	0.50	13.3	2	Diaclasa	D	2	3	0	2	1	2	6	20.00	Muy Mala V	
2	3.75	4.70	0.95	Debris Flow	DF	14.0	2	0.10	10.5	2	Diaclasa	D	2	5	1	2	1	2	6	23.00	Mala IV-B	
3	4.7	10.90	6.20	Falla	Fa	8.0	2	0.00	0.0	1	falla	F	1	2	0	2	1	2	5	16.00	Muy Mala V	
4	10.9	11.40	0.50	Debris Flow	DF	28.0	4	0.20	40.0	6	Diaclasa	D	2	5	1	2	1	3	6	30.00	Mala IV-B	
5	11.4	13.03	1.63	Falla	Fa	8.0	2	0.00	0.0	1	falla	F	1	2	0	2	1	2	5	16.00	Muy Mala V	
6	13.03	13.43	0.40	Debris Flow	DF	27.0	4	0.16	40.0	6	Diaclasa	D	2	6	1	2	1	2	7	31.00	Mala IV-A	
7	13.43	13.61	0.18	Falla	Fa	8.0	2	0.02	11.1	2	falla	F	2	1	0	2	1	2	5	17.00	Muy Mala V	
8	13.61	13.87	0.26	Debris Flow	DF	27.0	4	0.06	23.1	3	diaclasa	D	2	3	1	2	1	2	6	24.00	Mala IV-B	
9	13.87	14.14	0.27	Debris Flow	DF	41.0	6	0.10	37.0	5	Diaclasa	D	2	6	1	2	1	2	7	32.00	Mala IV-A	
10	14.14	14.45	0.31	Debris Flow	DF	8.0	2	0.05	16.1	2	Diaclasa	D	2	2	0	1	0	2	5	16.00	Muy Mala V	
11	14.45	15.20	0.75	Debris Flow	DF	24.0	3	0.50	66.7	9	Diaclasa	D	3	7	1	2	1	2	7	35.00	Mala IV-A	
12	15.2	16.62	1.42	Debris Flow	DF	8.0	2	0.00	0.0	1	Diaclasa	D	2	1	0	1	0	2	5	14.00	Muy Mala V	
13	16.62	16.88	0.26	Debris Flow	DF	31.0	5	0.10	38.5	5	Diaclasa	D	2	6	1	2	1	3	6	31.00	Mala IV-A	
14	16.88	18.00	1.12	Debris Flow	DF	8.0	2	0.12	10.7	2	Diaclasa	D	1	1	0	1	0	2	5	14.00	Muy Mala V	
15	18	18.55	0.55	Debris Flow	DF	19.0	3	0.20	36.4	5	Diaclasa	D	2	5	1	2	1	2	6	27.00	Mala IV-B	
16	18.55	19.72	1.17	Debris Flow	DF	41.0	6	0.73	62.4	9	Diaclasa	D	3	7	1	2	1	2	7	38.00	Mala IV-A	
17	19.72	20.30	0.58	Debris Flow	DF	8.0	2	0.00	0.0	1	Diaclasa	D	2	1	0	1	1	2	5	15.00	Muy Mala V	
18	20.3	24.00	3.70	Debris Flow	DF	46.0	6	2.00	54.1	8	Diaclasa	D	3	8	1	2	2	2	7	39.00	Mala IV-A	
19	24	24.76	0.76	Debris Flow	DF	33.0	5	0.22	28.9	4	Diaclasa	D	2	5	1	2	1	2	6	28.00	Mala IV-B	
20	24.76	25.09	0.33	Debris Flow	DF	11.0	2	0.00	0.0	2	Diaclasa	D	2	2	0	2	1	2	5	18.00	Muy Mala V	
21	25.09	26.65	1.56	Debris Flow	DF	37.0	5	0.52	33.3	5	Diaclasa	D	2	6	1	2	1	2	7	31.00	Mala IV-A	
22	26.65	28.77	2.12	lava Andesítica	LV	133.0	12	1.50	70.8	10	Diaclasa	D	3	8	1	3	1	3	8	49.00	Regular III-B	
23	28.77	28.86	0.09	falla	Fa	8.0	2	0.00	0.0	1	falla	F	2	1	0	2	1	2	5	16.00	Muy Mala V	

24	28.86	30.39	1.53	Lava Andesítica	LV	108.0	12	0.80	52.3	10	diaclasa	D	3	6	1	3	1	3	8	47.00	Regular III-B
25	30.39	30.75	0.36	Debris Flow	DF	41.0	6	0.22	61.1	9	diaclasa	D	2	6	1	2	1	2	7	36.00	Mala IV-A
26	30.75	30.90	0.15	Falla	Fa	8.0	2	0.02	13.3	2	Diaclasa	D	2	2	0	2	1	2	5	18.00	Muy Mala V
27	30.9	34.40	3.50	Debris Flow	DF	56.0	7	2.43	69.4	9	diaclasa	D	2	7	1	2	1	2	7	38.00	Mala IV-A
28	34.4	34.90	0.50	Falla	Fa	11.0	2	0.10	20.0	2	falla	F	2	2	0	2	1	2	5	18.00	Muy Mala V
29	34.9	37.50	2.60	Debris Flow	DF	63.0	8	1.80	69.2	9	Diaclasa	D	2	7	1	2	1	2	7	39.00	Mala IV-A
30	37.5	37.85	0.35	Debris Flow	DF	18.0	3	0.05	14.3	2	Diaclasa	D	2	4	0	3	1	2	6	23.00	Mala IV-B
31	37.85	38.20	0.35	Lava Andesítica	LV	108.0	12	0.25	71.4	10	Diaclasa	D	3	7	1	2	1	2	7	45.00	Regular III-B
32	38.2	38.40	0.20	Falla	Fa	8.0	2	0.00	0.0	1	falla	F	2	1	0	2	1	2	5	16.00	Muy Mala V
33	38.4	38.80	0.40	Debris Flow	DF	63.0	8	0.22	55.0	8	Diaclasa	D	2	6	1	3	1	2	7	38.00	Mala IV-A
34	38.8	39.40	0.60	falla	Fa	14.0	2	0.16	26.7	3	falla	F	2	3	0	2	1	2	6	21.00	Mala IV-B
35	39.4	40.15	0.75	Debris Flow	DF	37.0	5	0.62	82.7	10	diaclasa	D	2	6	1	3	1	2	7	37.00	Mala IV-A
36	40.15	40.63	0.48	falla	Fa	8.0	2	0.00	0.0	1	falla	F	2	1	0	2	1	2	5	16.00	Muy Mala V
37	40.63	41.11	0.48	Debris Flow	DF	31.0	5	0.25	52.1	8	Diaclasa	D	3	7	1	3	1	2	7	37.00	Mala IV-A
38	41.11	42.37	1.26	falla	Fa	11.0	2	0.20	15.9	2	falla	F	2	2	0	2	1	2	6	19.00	Muy Mala V
39	42.37	43.50	1.13	Debris Flow	DF	33.0	5	0.56	49.6	8	Diaclasa	D	2	7	1	2	1	2	7	35.00	Mala IV-A
40	43.5	50.00	6.50	falla	Fa	8.0	2	0.00	0.0	1	falla	F	1	1	0	2	0	2	5	14.00	Muy Mala V
41	50	50.53	0.53	falla	Fa	14.0	2	0.15	28.3	3	falla	F	2	3	1	2	1	2	6	22.00	Mala IV-B
42	50.53	50.79	0.26	falla	Fa	8.0	2	0.00	0.0	1	falla	F	2	1	0	2	0	2	5	15.00	Muy Mala V

43	50.79	51.29	0.50	Debris Flow	DF	14.0	2	0.10	20.0	2	Diaclasa	D	2	3	1	2	1	2	6	21.00	Mala IV-B
44	51.29	51.68	0.39	falla	Fa	8.0	2	0.00	0.0	1	falla	F	2	1	0	2	0	2	5	15.00	Muy Mala V
45	51.68	52.08	0.40	falla	Fa	13.0	2	0.05	12.5	2	falla	F	2	3	1	2	1	2	6	21.00	Mala IV-B
46	52.08	52.23	0.15	falla	Fa	8.0	2	0.00	0.0	1	falla	F	2	1	0	2	0	2	5	15.00	Muy Mala V
47	52.23	52.83	0.60	Debris Flow	DF	19.0	3	0.30	50.0	8	Diaclasa	D	2	5	1	2	1	2	7	31.00	Mala IV-A
48	52.83	56.95	4.12	Lava Andesítica	LV	97.0	11	2.65	64.3	9	Diaclasa	D	3	8	1	3	1	3	8	47.00	Regular III-B
49	56.95	60.80	3.85	Debris Flow	DF	46.0	6	3.10	80.5	10	Diaclasa	D	2	7	1	2	1	2	7	38.00	Mala IV-A
50	60.8	63.60	2.80	Lava Andesítica	LV	108.0	12	2.00	71.4	10	Diaclasa	D	3	9	1	3	1	3	8	50.00	Regular III-B
51	63.6	64.50	0.90	Debris Flow	DF	46.0	6	0.60	66.7	9	Diaclasa	D	2	8	1	2	1	2	7	38.00	Mala IV-A
52	64.5	67.20	2.70	Lava Andesítica	LV	92.0	11	1.65	61.1	9	Diaclasa	D	3	8	1	3	1	3	8	47.00	Regular III-B
53	67.2	71.25	4.05	Debris Flow	DF	63.0	8	2.50	61.7	9	Diaclasa	D	2	7	1	3	1	2	7	40.00	Mala IV-A
54	71.25	75.80	4.55	Lava Andesítica	LV	97.0	11	3.00	65.9	9	Diaclasa	D	3	8	1	3	2	3	8	48.00	Regular III-B
55	75.8	76.70	0.90	Debris Flow	DF	54.0	6	0.35	38.9	5	Diaclasa	D	2	6	1	3	2	2	7	34.00	Mala IV-A
56	76.7	77.15	0.45	Debris Flow	DF	30.0	4	0.05	11.1	2	Diaclasa	D	2	3	0	2	1	2	6	22.00	Mala IV-B
57	77.15	77.90	0.75	Debris Flow	DF	41.0	6	0.50	66.7	9	Diaclasa	D	2	6	1	2	1	2	7	36.00	Mala IV-A
58	77.9	78.25	0.35	Debris Flow	DF	24.0	3	0.05	14.3	2	Diaclasa	D	2	3	0	2	1	2	6	21.00	Mala IV-B
59	78.25	97.75	19.50	Debris Flow	DF	70.0	8	14.15	72.6	10	Diaclasa	D	2	7	1	3	1	2	7	41.00	Regular III-B
60	97.75	98.04	0.29	Falla	Fa	11.0	2	0.08	27.6	3	falla	F	2	3	0	2	1	2	5	20.00	Muy Mala V
61	98.04	102.42	4.38	Debris Flow	DF	54.0	6	3.33	76.0	10	Diaclasa	D	3	7	1	3	1	3	7	41.00	Regular III-B
62	102.42	105.00	2.58	Falla	Fa	11.0	2	0.10	3.9	2	falla	F	2	2	0	1	0	2	5	16.00	Muy Mala V
63	105	108.57	3.57	Debris Flow	DF	41.0	6	2.60	72.8	10	Diaclasa	D	3	7	1	3	1	2	7	40.00	Mala IV-A

64	108.57	111.64	3.07	Brecha de Falla	BaF	11.0	2	0.60	19.5	2	Falla	F	2	2	0	2	0	2	5	17.00	Muy Mala V
65	111.64	112.98	1.34	Debris Flow	DF	23.0	3	0.45	33.6	4	Diaclasa	D	2	4	1	3	2	2	6	27.00	Mala IV-B
66	112.98	114.00	1.02	Debris Flow	DF	37.0	5	0.59	57.8	8	Diaclasa	D	2	7	1	3	1	2	7	36.00	Mala IV-A
67	114	123.80	9.80	Debris Flow	DF	70.0	8	7.50	76.5	10	Diaclasa	D	3	8	1	3	1	3	8	45.00	Regular III-B
68	123.8	124.30	0.50	Debris Flow	DF	11.0	2	0.05	10.0	2	Diaclasa	D	2	3	0	3	1	2	6	21.00	Mala IV-B
69	124.3	126.07	1.77	Debris Flow	DF	37.0	5	1.05	59.3	8	Diaclasa	D	2	7	1	2	1	2	7	35.00	Mala IV-A
70	126.07	126.85	0.78	Falla	Fa	11.0	2	0.10	12.8	2	falla	F	3	3	0	2	1	2	6	21.00	Mala IV-B
71	126.85	127.47	0.62	Debris Flow	DF	33.0	5	0.38	61.3	9	Diaclasa	D	3	7	1	3	1	3	7	39.00	Mala IV-A
72	127.47	128.77	1.30	Falla	Fa	11.0	2	0.15	11.5	2	falla	F	2	3	1	2	1	2	6	21.00	Mala IV-B
73	128.77	129.12	0.35	Falla	Fa	8.0	2	0.00	0.0	1	falla	F	2	1	0	1	0	2	5	14.00	Muy Mala V
74	129.12	130.98	1.86	Falla	Fa	11.0	2	0.25	13.4	2	falla	F	2	4	0	2	1	2	6	21.00	Mala IV-B
75	130.98	133.40	2.42	Debris Flow	DF	31.0	5	1.28	52.9	8	Diaclasa	D	2	6	1	2	1	2	7	34.00	Mala IV-A
76	133.4	135.50	2.10	Debris Flow	DF	46.0	6	1.80	85.7	10	Diaclasa	D	3	6	1	2	1	2	8	39.00	Mala IV-A
77	135.5	135.81	0.31	Falla	Fa	8.0	2	0.00	0.0	2	falla	F	2	2	0	1	1	2	5	17.00	Muy Mala V
78	135.81	139.60	3.79	Debris Flow	DF	41.0	6	3.00	79.2	9	Diaclasa	D	3	7	1	2	1	2	7	38.00	Mala IV-A
79	139.6	140.50	0.90	Debris Flow	DF	14.0	2	0.25	27.8	3	Diaclasa	D	2	5	1	2	1	2	6	24.00	Mala IV-B
80	140.5	147.60	7.10	Debris Flow	DF	51.0	7	4.20	59.2	8	Diaclasa	D	3	7	1	2	1	2	7	38.00	Mala IV-A
81	147.6	148.40	0.80	Debris Flow	DF	11.0	2	0.10	12.5	2	Diaclasa	D	2	3	1	2	1	2	6	21.00	Mala IV-B

82	148.4	154.77	6.37	Debris Flow	DF	51.0	7	4.04	63.4	9	diacласa	D	2	7	1	2	1	2	7	38.00	Mala IV-A
83	154.77	155.40	0.63	Falla	Fa	14.0	2	0.16	25.4	3	falla	F	2	3	1	1	1	2	6	21.00	Mala IV-B
84	155.4	159.80	4.40	Debris Flow	DF	41.0	6	2.30	52.3	8	diacласa	D	2	7	1	3	1	2	7	37.00	Mala IV-A
85	159.8	160.02	0.22	Debris Flow	DF	14.0	2	0.05	22.7	3	diacласa	D	2	2	0	3	1	2	6	21.00	Mala IV-B
86	160.02	160.42	0.40	Debris Flow	DF	31.0	5	0.22	55.0	8	diacласa	D	6	2	1	3	1	2	7	35.00	Mala IV-A
87	160.42	161.09	0.67	Debris Flow	DF	17.0	3	0.10	14.9	2	diacласa	D	3	2	0	2	1	2	6	21.00	Mala IV-B
88	161.09	173.88	12.79	Debris Flow	DF	37.0	5	9.00	70.4	9	diacласa	D	2	7	1	3	1	2	7	37.00	Mala IV-A
89	173.88	175.30	1.42	Lava Andesítica	LV	108.0	12	0.95	66.9	9	diacласa	D	3	8	1	3	1	3	8	48.00	Regular III-B
90	175.3	181.53	6.23	Debris Flow	DF	63.0	8	3.99	64.0	9	diacласa	D	2	7	1	3	1	2	7	40.00	Mala IV-A
91	181.53	185.53	4.00	Lava Andesítica	LV	120.0	12	2.79	69.8	9	diacласa	D	3	8	1	3	1	3	8	48.00	Regular III-B
92	185.53	189.00	3.47	Debris Flow	DF	70.0	8	1.39	40.1	6	diacласa	D	2	7	1	3	1	2	7	37.00	Mala IV-A
93	189	195.23	6.23	Lava Andesítica	LV	120.0	12	2.45	39.3	9	diacласa	D	3	8	2	3	2	3	7	49.00	Regular III-B
94	195.23	197.50	2.27	Lava Andesítica	LV	60.0	7	0.17	7.5	5	diacласa	D	3	4	2	2	2	2	5	32.00	Mala IV-A
95	197.5	199.93	2.43	Debris Flow	DF	16.0	3	0.10	4.1	4	diacласa	D	2	3	1	2	1	2	4	22.00	Mala IV-B
96	199.93	200.61	0.68	Debris Flow	DF	70.0	8	0.21	30.9	5	diacласa	D	2	4	2	2	2	2	5	32.00	Mala IV-A
97	200.61	206.84	6.23	Brecha de Falla	BxF	18.0	3	0.10	1.6	3	Falla	F	2	3	1	2	1	2	4	21.00	Mala IV-B
98	206.84	207.91	1.07	Lava Andesítica	LV	92.0	11	0.71	66.4	9	diacласa	D	3	9	3	2	3	2	7	49.00	Regular III-B
99	207.91	208.86	0.95	Debris Flow	DF	20.0	3	0.10	10.5	3	diacласa	D	2	3	1	2	1	2	5	22.00	Mala IV-B
100	208.86	210.48	1.62	Debris Flow	DF	60.0	7	0.56	34.6	6	diacласa	D	3	5	2	3	2	3	6	37.00	Mala IV-A
101	210.48	212.10	1.62	Lava Andesítica	LV	126.0	12	0.67	41.4	7	diacласa	D	4	6	3	3	3	3	7	48.00	Regular III-B
102	212.1	213.83	1.73	Debris Flow	DF	74.0	9	0.46	26.6	5	diacласa	D	3	4	3	3	3	3	6	39.00	Mala IV-A
103	213.83	214.00	0.17	Lava Andesítica	LV	120.0	12	1.53	900.0	8	diacласa	D	3	7	3	3	3	4	7	50.00	Regular III-B
104	214	220.50	6.50	Lava Andesítica	LV	78.0	9	0.41	6.3	4	diacласa	D	3	3	2	2	2	2	6	33.00	Mala IV-A

6 COMPROBACION DE RESISTENCIAS DE LA PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8

Comprobación de resistencia											
Barra	η (%)	Posición (m)	Esfuerzos pésimos						Origen	Estado	
			N (t)	V _y (t)	V _z (t)	M _t (t·m)	M _y (t·m)	M _z (t·m)			
N1/N7	19.00	0.336	1.256	0.304	0.000	0.000	0.000	0.000	-0.084	G	Cumple
N7/N2	13.75	0.000	0.311	-0.105	0.000	0.000	0.000	0.000	-0.064	G	Cumple
N3/N6	13.53	0.000	1.081	0.304	0.000	0.000	0.000	0.000	0.059	G	Cumple
N6/N4	8.04	0.000	0.394	-0.060	0.000	0.000	0.000	0.000	-0.036	G	Cumple
N2/N8	4.10	0.435	-0.105	0.000	0.341	0.000	0.000	-0.155	0.000	G	Cumple
N8/N5	14.57	0.249	0.304	0.000	1.303	0.000	0.000	-0.554	0.000	G	Cumple
N5/N4	5.50	0.000	-0.060	0.000	-0.425	0.000	0.000	-0.210	0.000	G	Cumple
N6/N5	13.46	0.000	0.782	0.000	0.050	0.000	0.000	0.031	0.000	G	Cumple
N7/N8	21.66	0.000	1.026	0.000	0.081	0.000	0.000	0.052	0.000	G	Cumple

COMPROBACIONES ELU (RESUMIDO)

Barras	COMPROBACIONES (ANSI/AISC 360-10 (LRFD))								Estado
	P _t	λ_c	P _c	M _x	M _y	V _x	V _y	PM _x M _y V _x V _y T	
N1/N7	x: 0.336 m $\eta = 2.5$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0.336 m $\eta = 0.1$	x: 0.336 m $\eta = 17.7$	$\eta = 2.0$	$\eta = 0.1$	x: 0.336 m $\eta = 19.0$	CUMPLE $\eta = 19.0$
N7/N2	x: 0.819 m $\eta = 0.7$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 13.4$	$\eta = 0.7$	$\eta < 0.1$	x: 0 m $\eta = 13.8$	CUMPLE $\eta = 13.8$
N3/N6	x: 0.336 m $\eta = 2.2$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta = 12.4$	$\eta = 2.0$	$\eta < 0.1$	x: 0 m $\eta = 13.5$	CUMPLE $\eta = 13.5$
N6/N4	x: 0.819 m $\eta = 0.8$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 7.6$	$\eta = 0.4$	x: 0.819 m $\eta < 0.1$	x: 0 m $\eta = 8.0$	CUMPLE $\eta = 8.0$
N2/N8	x: 0.435 m $\eta < 0.1$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	$\eta = 0.2$	x: 0.435 m $\eta = 4.0$	x: 0.435 m $\eta < 0.1$	$\eta < 0.1$	x: 0.435 m $\eta = 1.6$	x: 0.435 m $\eta = 4.1$	CUMPLE $\eta = 4.1$
N8/N5	$\eta = 0.4$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.498 m $\eta < 0.1$	x: 0.249 m $\eta = 14.4$	x: 0.498 m $\eta < 0.1$	x: 0.248 m $\eta < 0.1$	x: 0.249 m $\eta = 6.1$	x: 0.249 m $\eta = 14.6$	CUMPLE $\eta = 14.6$
N5/N4	x: 0 m $\eta < 0.1$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	$\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 5.5$	x: 0 m $\eta < 0.1$	$\eta < 0.1$	x: 0 m $\eta = 2.0$	x: 0 m $\eta = 5.5$	CUMPLE $\eta = 5.5$
N6/N5	x: 0.959 m $\eta = 2.9$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.4$	x: 0 m $\eta = 10.6$	x: 0 m $\eta = 0.1$	$\eta < 0.1$	x: 0.959 m $\eta = 0.7$	x: 0 m $\eta = 13.5$	CUMPLE $\eta = 13.5$
N7/N8	x: 0.927 m $\eta = 3.8$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.927 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta = 17.9$	x: 0.927 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0.927 m $\eta = 1.0$	x: 0 m $\eta = 21.7$	CUMPLE $\eta = 21.7$

Notación:
P_t: Resistencia a tracción
 λ_c : Limitación de esbeltez para compresión
P_c: Resistencia a compresión
M_x: Resistencia a flexión eje X
M_y: Resistencia a flexión eje Y
V_x: Resistencia a corte X
V_y: Resistencia a corte Y
PM_xM_yV_xV_yT: Esfuerzos combinados y torsión
x: Distancia al origen de la barra
 η : Coeficiente de aprovechamiento (%)

COMPROBACION DE RESISTENCIA MEMORIA DE CÁLCULO TAPÓN METÁLICO DE SEGURIDAD INGENIERIA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA

Comprobación de resistencia										
Barra	η (%)	Posición (m)	Esfuerzos p�simos						Origen	Estado
			N (t)	Vy (t)	Vz (t)	Mt (t·m)	My (t·m)	Mz (t·m)		
N1/N21	8.05	0.000	-0.264	0.079	-0.440	0.000	-0.281	0.019	G	Cumple
N21/N13	2.76	0.000	-0.352	-0.005	-0.262	0.000	-0.097	-0.004	G	Cumple
N13/N53	6.35	0.000	0.166	0.111	-0.093	0.001	0.057	0.038	G	Cumple
N53/N26	5.72	0.491	0.349	0.031	-0.006	0.001	0.112	-0.019	G	Cumple
N26/N28	5.63	0.000	0.339	-0.025	0.011	0.000	0.113	-0.018	G	Cumple
N28/N15	6.45	0.478	0.091	-0.125	0.098	-0.001	0.055	0.040	G	Cumple
N15/N20	2.68	0.568	-0.445	0.004	0.260	0.000	-0.097	-0.002	G	Cumple
N20/N2	7.83	0.376	-0.375	-0.068	0.438	0.000	-0.279	0.016	G	Cumple
N3/N22	11.92	0.000	-0.846	0.053	-0.693	0.000	-0.450	0.014	G	Cumple
N22/N14	4.73	0.000	-0.971	-0.018	-0.375	0.000	-0.154	-0.006	G	Cumple
N14/N7	7.08	0.465	0.772	-0.096	-0.146	-0.001	0.149	0.017	G	Cumple
N7/N27	8.20	0.491	1.078	-0.017	-0.101	0.000	0.200	0.012	G	Cumple
N27/N37	9.18	0.400	0.897	0.108	0.078	0.001	0.185	-0.025	G	Cumple
N37/N50	8.52	0.000	0.908	-0.259	0.150	0.000	0.184	-0.020	G	Cumple
N50/N16	5.48	0.000	0.770	0.061	0.235	0.000	0.178	0.011	G	Cumple
N16/N11	5.48	0.335	-0.644	-0.109	0.409	0.000	-0.049	0.027	G	Cumple
N11/N19	6.24	0.233	-1.297	0.081	0.534	0.000	-0.173	-0.017	G	Cumple
N19/N4	12.64	0.376	-1.223	-0.044	0.782	0.000	-0.481	0.010	G	Cumple
N7/N9	1.82	0.645	-0.082	0.050	0.043	0.000	0.000	-0.014	G	Cumple
N9/N38	3.41	0.111	-0.184	-0.331	0.019	-0.001	0.007	0.024	G	Cumple

Comprobación de resistencia										
Barra	η (%)	Posición (m)	Esfuerzos pésimos						Origen	Estado
			N (t)	Vy (t)	Vz (t)	Mt (t·m)	My (t·m)	Mz (t·m)		
N38/N42	1.99	0.441	-0.413	0.009	0.126	0.000	-0.039	0.003	G	Cumple
N42/N10	5.65	0.285	-0.682	0.115	0.194	0.001	-0.099	-0.017	G	Cumple
N10/N8	6.97	0.428	-0.586	-0.035	0.371	0.000	-0.271	0.005	G	Cumple
N5/N23	8.59	0.000	-0.602	0.051	-0.299	0.000	-0.231	0.014	G	Cumple
N23/N24	4.79	0.000	-0.643	0.001	-0.226	0.000	-0.115	-0.007	G	Cumple
N24/N9	2.79	0.000	-0.707	-0.003	-0.147	0.000	-0.078	-0.006	G	Cumple
N6/N25	2.57	0.000	0.104	0.059	-0.086	0.000	-0.059	0.014	G	Cumple
N25/N10	2.24	0.000	0.063	-0.048	-0.035	0.000	-0.013	-0.015	G	Cumple
N13/N29	6.65	0.652	0.280	-0.113	-0.079	-0.001	0.077	0.035	G	Cumple
N29/N33	4.79	0.000	0.129	0.093	0.013	0.000	0.087	0.035	G	Cumple
N33/N14	5.94	0.000	0.296	0.093	0.070	0.001	0.073	0.030	G	Cumple
N15/N30	6.28	0.652	0.263	0.110	-0.070	0.001	0.072	-0.033	G	Cumple
N30/N34	5.56	0.057	0.120	-0.084	0.027	0.000	0.080	-0.027	G	Cumple
N34/N16	5.45	0.000	0.238	-0.080	0.055	-0.001	0.068	-0.027	G	Cumple
N10/N44	3.79	0.628	0.025	-0.019	-0.020	0.000	0.016	0.006	G	Cumple
N44/N40	1.46	0.526	0.012	0.000	-0.008	0.000	0.027	0.000	G	Cumple
N40/N17	4.29	0.628	0.112	0.030	0.028	0.000	0.000	-0.009	G	Cumple
N17/N18	2.34	0.000	-0.010	0.035	-0.011	0.000	-0.002	0.007	G	Cumple
N19/N18	1.07	0.069	-0.154	-0.001	0.007	0.000	-0.012	0.000	G	Cumple
N20/N19	6.64	1.380	-0.025	0.052	-0.045	0.000	-0.011	-0.012	G	Cumple
N21/N22	3.89	0.000	0.013	-0.020	-0.049	0.000	-0.003	-0.007	G	Cumple
N22/N23	2.43	0.000	-0.117	-0.018	-0.001	0.000	0.015	-0.004	G	Cumple
N24/N25	0.92	0.419	0.019	-0.006	-0.022	0.000	0.011	0.001	G	Cumple
N26/N32	1.04	0.000	0.062	0.002	0.002	0.000	-0.003	0.001	G	Cumple
N35/N27	10.37	0.652	-0.264	0.050	-0.073	0.000	0.027	-0.012	G	Cumple
N28/N31	7.91	0.000	0.015	-0.023	-0.032	0.000	-0.009	-0.006	G	Cumple
N39/N40	4.60	0.285	0.008	-0.060	0.021	0.000	-0.003	0.009	G	Cumple
N39/N41	4.95	0.628	-0.030	-0.055	-0.022	0.000	-0.001	0.014	G	Cumple
N42/N46	6.79	0.000	-0.090	0.064	0.035	0.000	0.005	0.013	G	Cumple
N46/N43	1.26	0.314	0.033	0.003	-0.004	0.000	0.000	-0.004	G	Cumple
N43/N44	3.04	0.285	-0.007	-0.033	-0.005	0.000	0.001	0.006	G	Cumple
N46/N45	3.90	0.000	-0.104	-0.015	0.013	0.000	0.003	-0.003	G	Cumple
N37/N36	12.42	0.000	-0.272	0.043	0.079	0.000	0.025	0.005	G	Cumple
N29/N51	10.71	0.000	-0.297	0.007	0.033	0.000	0.012	0.005	G	Cumple
N51/N32	18.21	0.368	0.371	-0.005	0.002	0.000	-0.020	-0.011	G	Cumple
N32/N31	18.50	0.239	0.377	0.006	-0.001	0.000	-0.020	-0.012	G	Cumple
N31/N30	9.79	0.478	-0.272	-0.001	-0.028	0.000	0.012	0.004	G	Cumple
N35/N49	11.46	0.239	0.204	0.001	-0.003	0.000	0.008	0.012	G	Cumple
N49/N34	7.43	0.000	0.114	0.007	-0.001	0.000	0.004	0.009	G	Cumple
N33/N54	8.79	0.465	0.167	-0.004	-0.002	0.000	0.006	0.009	G	Cumple
N54/N35	11.95	0.368	0.217	0.004	0.002	0.000	0.008	0.013	G	Cumple
N39/N47	1.24	0.220	0.058	0.001	-0.004	0.000	0.001	0.001	G	Cumple
N27/N48	19.48	0.000	-0.236	-0.050	-0.025	0.000	-0.009	-0.018	G	Cumple
N49/N50	18.00	0.652	-0.323	0.062	0.031	0.000	-0.011	-0.020	G	Cumple
N16/N52	19.00	0.000	-0.068	-0.049	-0.074	0.000	-0.016	-0.014	G	Cumple

Comprobación de resistencia										
Barra	η (%)	Posición (m)	Esfuerzos p \acute{e} simos						Origen	Estado
			N (t)	V _y (t)	V _z (t)	M _t (t·m)	M _y (t·m)	M _z (t·m)		
N53/N51	5.50	0.652	0.148	-0.010	0.001	0.000	0.000	0.005	G	Cumple
N54/N7	2.26	0.652	-0.026	0.008	-0.004	0.000	0.000	-0.004	G	Cumple
N36/N47	19.92	0.000	0.143	-0.009	0.047	0.000	0.016	0.016	G	Cumple
N47/N52	16.33	0.141	0.340	0.009	-0.029	0.000	0.008	0.014	G	Cumple
N52/N55	10.16	0.000	0.132	0.049	0.039	0.000	0.008	0.011	G	Cumple
N11/N55	3.55	0.000	0.146	0.084	-0.052	0.001	0.005	0.027	G	Cumple
N55/N41	4.22	0.000	0.247	-0.084	0.053	-0.001	0.027	-0.026	G	Cumple
N41/N17	4.31	0.285	0.097	-0.103	0.115	-0.001	-0.045	0.025	G	Cumple
N17/N12	4.25	0.428	0.231	0.026	0.205	0.000	-0.142	-0.002	G	Cumple
N45/N36	18.21	0.263	0.103	-0.018	-0.044	0.000	0.013	0.015	G	Cumple
N48/N45	8.35	0.000	-0.050	-0.022	0.057	0.000	0.007	0.006	G	Cumple
N38/N48	20.74	0.000	-0.507	-0.065	-0.056	0.000	-0.014	-0.020	G	Cumple

COMPROBACION ELU MEMORIA DE CÁLCULO TAPÓN METÁLICO DE SEGURIDAD
INGENIERIA DE DETALLE PROFUNDIZACIÓN RC 2.8X2.8 – INMACULADA

Barras	COMPROBACIONES (ANSI/AISC 360-10 (LRFD))								Estado
	P _t	λ_c	P _c	M _x	M _y	V _x	V _y	PM _x M _y V _x V _y T	
N1/N21	$\eta < 0.1$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	$\eta = 0.4$	x: 0 m $\eta = 6.4$	x: 0 m $\eta = 1.5$	$\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta = 2.7$	x: 0 m $\eta = 8.0$	CUMPLE $\eta = 8.0$
N21/N13	x: 0.426 m $\eta < 0.1$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.5$	x: 0 m $\eta = 2.2$	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta < 0.1$	x: 0 m $\eta = 1.6$	x: 0 m $\eta = 2.8$	CUMPLE $\eta = 2.8$
N13/N53	x: 0.349 m $\eta = 0.4$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.465 m $\eta = 2.2$	x: 0 m $\eta = 3.0$	x: 0 m $\eta = 0.4$	x: 0 m $\eta = 0.6$	x: 0 m $\eta = 6.3$	CUMPLE $\eta = 6.3$
N53/N26	x: 0.368 m $\eta = 0.5$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.491 m $\eta = 2.5$	x: 0.491 m $\eta = 1.5$	x: 0.368 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0.491 m $\eta = 5.7$	CUMPLE $\eta = 5.7$
N26/N28	x: 0 m $\eta = 0.5$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m $\eta = 2.6$	x: 0 m $\eta = 1.4$	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0.478 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta = 5.6$	CUMPLE $\eta = 5.6$
N28/N15	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0.359 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.359 m $\eta < 0.1$	x: 0 m $\eta = 2.2$	x: 0.478 m $\eta = 3.2$	x: 0.359 m $\eta = 0.4$	x: 0.478 m $\eta = 0.6$	x: 0.478 m $\eta = 6.5$	CUMPLE $\eta = 6.5$
N15/N20	N.P. ⁽²⁾	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.426 m $\eta = 0.7$	x: 0.568 m $\eta = 2.2$	x: 0.568 m $\eta = 0.2$	x: 0 m $\eta < 0.1$	x: 0.568 m $\eta = 1.6$	x: 0.568 m $\eta = 2.7$	CUMPLE $\eta = 2.7$
N20/N2	N.P. ⁽²⁾	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	$\eta = 0.5$	x: 0.376 m $\eta = 6.3$	x: 0.376 m $\eta = 1.2$	$\eta = 0.2$	x: 0.376 m $\eta = 2.7$	x: 0.376 m $\eta = 7.8$	CUMPLE $\eta = 7.8$
N3/N22	N.P. ⁽²⁾	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	$\eta = 1.2$	x: 0 m $\eta = 10.2$	x: 0 m $\eta = 1.1$	$\eta = 0.2$	x: 0 m $\eta = 4.3$	x: 0 m $\eta = 11.9$	CUMPLE $\eta = 11.9$
N22/N14	N.P. ⁽²⁾	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 1.4$	x: 0 m $\eta = 3.5$	x: 0 m $\eta = 0.5$	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 2.3$	x: 0 m $\eta = 4.7$	CUMPLE $\eta = 4.7$
N14/N7	x: 0.349 m $\eta = 1.1$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.465 m $\eta = 3.4$	x: 0 m $\eta = 2.2$	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta = 1.1$	x: 0.465 m $\eta = 7.1$	CUMPLE $\eta = 7.1$
N7/N27	x: 0.368 m $\eta = 1.5$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.491 m $\eta = 4.5$	x: 0.491 m $\eta = 0.9$	x: 0.368 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 0.7$	x: 0.491 m $\eta = 8.2$	CUMPLE $\eta = 8.2$
N27/N37	x: 0 m $\eta = 1.5$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m $\eta = 4.6$	x: 0.4 m $\eta = 2.0$	x: 0.354 m $\eta = 0.4$	x: 0.4 m $\eta = 0.5$	x: 0.4 m $\eta = 9.2$	CUMPLE $\eta = 9.2$
N37/N50	x: 0 m $\eta = 1.3$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m $\eta = 4.2$	x: 0 m $\eta = 1.6$	x: 0 m $\eta = 0.9$	x: 0.078 m $\eta = 1.0$	x: 0 m $\eta = 8.5$	CUMPLE $\eta = 8.5$
N50/N16	x: 0 m $\eta = 1.1$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m $\eta = 4.1$	x: 0.478 m $\eta = 1.4$	x: 0 m $\eta = 0.2$	x: 0.106 m $\eta = 1.5$	x: 0 m $\eta = 5.5$	CUMPLE $\eta = 5.5$
N16/N11	N.P. ⁽²⁾	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.251 m $\eta = 0.9$	x: 0 m $\eta = 2.1$	x: 0.335 m $\eta = 2.1$	x: 0.251 m $\eta = 0.4$	x: 0.168 m $\eta = 2.8$	x: 0.335 m $\eta = 5.5$	CUMPLE $\eta = 5.5$

Barras	COMPROBACIONES (ANSI/AISC 360-10 (LRFD))								Estado
	P _t	λ _c	P _c	M _x	M _y	V _x	V _y	PM _x M _y V _x V _y T	
N11/N19	N.P. ⁽²⁾	λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0.175 m η = 1.9	x: 0.233 m η = 3.9	x: 0.233 m η = 1.4	x: 0.175 m η = 0.3	x: 0.233 m η = 3.3	x: 0.233 m η = 6.2	CUMPLE η = 6.2
N19/N4	N.P. ⁽²⁾	λ ≤ 200.0 Cumple	η = 1.8	x: 0.376 m η = 10.9	x: 0.376 m η = 0.8	η = 0.2	x: 0.376 m η = 4.8	x: 0.376 m η = 12.6	CUMPLE η = 12.6
N7/N9	x: 0 m η = 0.2	x: 0.457 m λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0.582 m η = 0.1	x: 0 m η = 0.3	x: 0.645 m η = 1.1	x: 0.582 m η = 0.2	x: 0.645 m η = 0.3	x: 0.645 m η = 1.8	CUMPLE η = 1.8
N9/N38	N.P. ⁽²⁾	λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0.083 m η = 0.3	x: 0.083 m η = 0.2	x: 0.111 m η = 1.9	x: 0.083 m η = 1.1	x: 0.111 m η = 0.1	x: 0.111 m η = 3.4	CUMPLE η = 3.4
N38/N42	N.P. ⁽²⁾	λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0.331 m η = 0.6	x: 0.441 m η = 0.9	x: 0 m η = 0.8	x: 0 m η = 0.1	x: 0.441 m η = 0.8	x: 0.441 m η = 2.0	CUMPLE η = 2.0
N42/N10	N.P. ⁽²⁾	λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0.214 m η = 1.0	x: 0.285 m η = 2.3	x: 0.285 m η = 1.4	x: 0 m η = 0.4	x: 0.285 m η = 1.2	x: 0.285 m η = 5.7	CUMPLE η = 5.7
N10/N8	N.P. ⁽²⁾	λ ≤ 200.0 Cumple	η = 0.8	x: 0.428 m η = 6.2	x: 0 m η = 0.8	η = 0.1	x: 0.428 m η = 2.3	x: 0.428 m η = 7.0	CUMPLE η = 7.0
N5/N23	N.P. ⁽²⁾	λ ≤ 200.0 Cumple	η = 0.9	x: 0 m η = 5.3	x: 0 m η = 1.1	η = 0.2	x: 0 m η = 1.9	x: 0 m η = 8.6	CUMPLE η = 8.6
N23/N24	N.P. ⁽²⁾	λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0.075 m η = 0.9	x: 0 m η = 2.6	x: 0.1 m η = 0.6	x: 0.075 m η < 0.1	x: 0 m η = 1.4	x: 0 m η = 4.8	CUMPLE η = 4.8
N24/N9	N.P. ⁽²⁾	λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0 m η = 1.1	x: 0 m η = 1.8	x: 0 m η = 0.5	x: 0.617 m η = 0.1	x: 0 m η = 0.9	x: 0 m η = 2.8	CUMPLE η = 2.8
N6/N25	η = 0.1	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m η = 1.4	x: 0 m η = 1.1	η = 0.2	x: 0 m η = 0.5	x: 0 m η = 2.6	CUMPLE η = 2.6
N25/N10	x: 0 m η = 0.1	λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0.856 m η = 0.2	x: 0 m η = 0.3	x: 0 m η = 1.2	x: 0 m η = 0.2	x: 0.933 m η = 0.3	x: 0 m η = 2.2	CUMPLE η = 2.2
N13/N29	x: 0.489 m η = 0.4	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.652 m η = 1.7	x: 0 m η = 3.1	x: 0 m η = 0.4	x: 0 m η = 0.7	x: 0.652 m η = 6.6	CUMPLE η = 6.6
N29/N33	x: 0.057 m η = 0.2	λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0 m η < 0.1	x: 0 m η = 2.0	x: 0 m η = 2.7	x: 0 m η = 0.3	x: 0.076 m η = 0.1	x: 0 m η = 4.8	CUMPLE η = 4.8
N33/N14	x: 0 m η = 0.4	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m η = 1.7	x: 0.652 m η = 2.5	x: 0.489 m η = 0.3	x: 0.652 m η = 0.7	x: 0 m η = 5.9	CUMPLE η = 5.9
N15/N30	x: 0.489 m η = 0.4	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.652 m η = 1.6	x: 0 m η = 3.2	x: 0 m η = 0.4	x: 0 m η = 0.7	x: 0.652 m η = 6.3	CUMPLE η = 6.3
N30/N34	x: 0 m η = 0.2	λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0.057 m η < 0.1	x: 0 m η = 1.8	x: 0 m η = 2.5	x: 0 m η = 0.3	x: 0.076 m η = 0.2	x: 0.057 m η = 5.6	CUMPLE η = 5.6
N34/N16	x: 0 m η = 0.3	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m η = 1.6	x: 0 m η = 2.2	x: 0.584 m η = 0.3	x: 0.652 m η = 0.9	x: 0 m η = 5.4	CUMPLE η = 5.4
N10/N44	x: 0 m η = 0.1	x: 0 m λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0 m η < 0.1	x: 0.628 m η = 0.8	x: 0 m η = 2.1	x: 0 m η = 0.2	x: 0 m η = 0.3	x: 0.628 m η = 3.8	CUMPLE η = 3.8
N44/N40	η = 0.1	λ ≤ 200.0 Cumple	η < 0.1	x: 0.526 m η = 1.4	x: 0 m η = 0.1	η < 0.1	x: 0 m η = 0.1	x: 0.526 m η = 1.5	CUMPLE η = 1.5
N40/N17	x: 0.532 m η = 0.3	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m η = 1.1	x: 0.628 m η = 3.0	x: 0 m η = 0.3	x: 0.628 m η = 0.3	x: 0.628 m η = 4.3	CUMPLE η = 4.3
N17/N18	x: 0.175 m η < 0.1	λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0 m η < 0.1	x: 0 m η = 0.1	x: 0 m η = 2.2	x: 0 m η = 0.3	x: 0 m η = 0.1	x: 0 m η = 2.3	CUMPLE η = 2.3
N19/N18	x: 1.303 m η = 0.1	x: 0 m λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0 m η = 0.8	x: 0.137 m η = 0.6	x: 1.482 m η = 0.5	x: 1.303 m η < 0.1	x: 0.274 m η = 0.3	x: 0.069 m η = 1.1	CUMPLE η = 1.1
N20/N19	x: 0.762 m η = 0.5	x: 1.303 m λ ≤ 200.0 Cumple	x: 1.303 m η = 0.1	x: 1.227 m η = 0.8	x: 1.38 m η = 4.0	x: 1.303 m η = 0.4	x: 0 m η = 0.5	x: 1.38 m η = 6.6	CUMPLE η = 6.6
N21/N22	x: 0.863 m η = 0.3	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 1.208 m η = 0.9	x: 0 m η = 2.5	x: 0 m η = 0.2	x: 0 m η = 0.5	x: 0 m η = 3.9	CUMPLE η = 3.9
N22/N23	x: 0.592 m η = 0.1	λ ≤ 200.0 Cumple	x: 0 m η = 0.4	x: 0.108 m η = 0.8	x: 0 m η = 1.4	x: 0.486 m η = 0.2	x: 0.645 m η = 0.3	x: 0 m η = 2.4	CUMPLE η = 2.4

Barras	COMPROBACIONES (ANSI/AISC 360-10 (LRFD))								Estado
	P_t	λ_c	P_c	M_x	M_y	V_x	V_y	$PM_xM_yV_xV_yT$	
N24/N25	x: 0.628 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta < 0.1$	x: 0.419 m $\eta = 0.6$	x: 0 m $\eta = 0.6$	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0.419 m $\eta = 0.9$	CUMPLE $\eta = 0.9$
N26/N32	x: 0.652 m $\eta = 0.4$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m $\eta = 0.7$	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta < 0.1$	x: 0.652 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 1.0$	CUMPLE $\eta = 1.0$
N35/N27	x: 0.177 m $\eta = 0.2$	x: 0.266 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.652 m $\eta = 1.8$	x: 0.652 m $\eta = 7.0$	x: 0.652 m $\eta = 1.5$	x: 0.578 m $\eta = 0.4$	x: 0.652 m $\eta = 0.7$	x: 0.652 m $\eta = 10.4$	CUMPLE $\eta = 10.4$
N28/N31	x: 0.489 m $\eta = 0.5$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m $\eta = 4.7$	x: 0 m $\eta = 3.1$	x: 0 m $\eta = 0.4$	x: 0 m $\eta = 0.6$	x: 0 m $\eta = 7.9$	CUMPLE $\eta = 7.9$
N39/N40	x: 0 m $\eta = 0.1$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.285 m $\eta = 0.2$	x: 0.285 m $\eta = 2.9$	x: 0 m $\eta = 0.5$	x: 0.285 m $\eta = 0.2$	x: 0.285 m $\eta = 4.6$	CUMPLE $\eta = 4.6$
N39/N41	x: 0 m $\eta = 0.2$	x: 0.563 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.563 m $\eta = 0.1$	x: 0.434 m $\eta = 0.2$	x: 0.628 m $\eta = 4.8$	x: 0.563 m $\eta = 0.5$	x: 0.628 m $\eta = 0.2$	x: 0.628 m $\eta = 5.0$	CUMPLE $\eta = 5.0$
N42/N46	N.P. ⁽²⁾	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta = 0.2$	x: 0 m $\eta = 4.4$	x: 0 m $\eta = 0.5$	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta = 6.8$	CUMPLE $\eta = 6.8$
N46/N43	x: 0.236 m $\eta = 0.1$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0.314 m $\eta = 1.2$	x: 0.236 m $\eta = 0.1$	x: 0.314 m $\eta < 0.1$	x: 0.314 m $\eta = 1.3$	CUMPLE $\eta = 1.3$
N43/N44	x: 0 m $\eta < 0.1$	x: 0.214 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.214 m $\eta < 0.1$	x: 0.285 m $\eta < 0.1$	x: 0.285 m $\eta = 2.0$	x: 0.214 m $\eta = 0.3$	x: 0.143 m $\eta < 0.1$	x: 0.285 m $\eta = 3.0$	CUMPLE $\eta = 3.0$
N46/N45	x: 0.384 m $\eta < 0.1$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.6$	x: 0 m $\eta = 1.5$	x: 0 m $\eta = 1.7$	x: 0.489 m $\eta = 0.5$	x: 0.248 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta = 3.9$	CUMPLE $\eta = 3.9$
N37/N36	x: 0.756 m $\eta = 0.5$	x: 0 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 1.4$	x: 0 m $\eta = 6.4$	x: 0 m $\eta = 0.7$	x: 0 m $\eta = 0.4$	x: 0 m $\eta = 0.7$	x: 0 m $\eta = 12.4$	CUMPLE $\eta = 12.4$
N29/N51	x: 0.349 m $\eta = 0.5$	x: 0 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 1.8$	x: 0 m $\eta = 6.3$	x: 0.465 m $\eta = 3.3$	x: 0.349 m $\eta = 0.2$	x: 0 m $\eta = 0.6$	x: 0 m $\eta = 10.7$	CUMPLE $\eta = 10.7$
N51/N32	x: 0.368 m $\eta = 2.1$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.491 m $\eta = 10.3$	x: 0.368 m $\eta = 5.9$	x: 0.368 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta < 0.1$	x: 0.368 m $\eta = 18.2$	CUMPLE $\eta = 18.2$
N32/N31	x: 0 m $\eta = 2.1$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.12 m $\eta = 10.2$	x: 0.239 m $\eta = 6.2$	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0.478 m $\eta < 0.1$	x: 0.239 m $\eta = 18.5$	CUMPLE $\eta = 18.5$
N31/N30	x: 0 m $\eta = 0.9$	x: 0.359 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.359 m $\eta = 1.6$	x: 0.478 m $\eta = 6.1$	x: 0 m $\eta = 2.1$	x: 0.359 m $\eta < 0.1$	x: 0.478 m $\eta = 0.5$	x: 0.478 m $\eta = 9.8$	CUMPLE $\eta = 9.8$
N35/N49	x: 0 m $\eta = 1.1$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.239 m $\eta = 3.9$	x: 0.12 m $\eta = 6.4$	x: 0.478 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta < 0.1$	x: 0.239 m $\eta = 11.5$	CUMPLE $\eta = 11.5$
N49/N34	x: 0 m $\eta = 0.6$	x: 0.359 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.359 m $\eta = 0.3$	x: 0.239 m $\eta = 2.3$	x: 0 m $\eta = 4.5$	x: 0.478 m $\eta = 0.2$	x: 0.359 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 7.4$	CUMPLE $\eta = 7.4$
N33/N54	x: 0.349 m $\eta = 0.9$	x: 0 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0.465 m $\eta = 3.0$	x: 0.465 m $\eta = 4.9$	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0.349 m $\eta < 0.1$	x: 0.465 m $\eta = 8.8$	CUMPLE $\eta = 8.8$
N54/N35	x: 0.368 m $\eta = 1.2$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.368 m $\eta = 4.0$	x: 0 m $\eta = 6.8$	x: 0.246 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0.368 m $\eta = 12.0$	CUMPLE $\eta = 12.0$
N39/N47	x: 0.331 m $\eta = 0.5$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.22 m $\eta = 0.3$	x: 0.11 m $\eta = 0.6$	x: 0.441 m $\eta = 0.1$	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0.22 m $\eta = 1.2$	CUMPLE $\eta = 1.2$
N27/N48	x: 0.61 m $\eta = 0.4$	x: 0 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 1.6$	x: 0 m $\eta = 4.4$	x: 0 m $\eta = 9.0$	x: 0 m $\eta = 0.9$	x: 0.19 m $\eta = 0.6$	x: 0 m $\eta = 19.5$	CUMPLE $\eta = 19.5$
N49/N50	x: 0 m $\eta = 0.2$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.607 m $\eta = 2.1$	x: 0.652 m $\eta = 5.7$	x: 0.652 m $\eta = 10.2$	x: 0.652 m $\eta = 1.1$	x: 0.607 m $\eta = 0.6$	x: 0.652 m $\eta = 18.0$	CUMPLE $\eta = 18.0$
N16/N52	x: 0.652 m $\eta = 0.5$	x: 0 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.5$	x: 0 m $\eta = 8.4$	x: 0 m $\eta = 7.1$	x: 0 m $\eta = 0.9$	x: 0 m $\eta = 1.3$	x: 0 m $\eta = 19.0$	CUMPLE $\eta = 19.0$

Barras	COMPROBACIONES (ANSI/AISC 360-10 (LRFD))								Estado
	P_t	λ_c	P_c	M_x	M_y	V_x	V_y	$PM_xM_yV_xV_yT$	
N53/N51	x: 0.489 m $\eta = 0.8$	x: 0 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.4$	x: 0 m $\eta = 2.9$	x: 0.652 m $\eta = 2.7$	x: 0.489 m $\eta = 0.2$	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0.652 m $\eta = 5.5$	CUMPLE $\eta = 5.5$
N54/N7	x: 0 m $\eta = 0.5$	x: 0.489 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.489 m $\eta = 0.2$	x: 0.326 m $\eta = 0.4$	x: 0.652 m $\eta = 1.9$	x: 0.326 m $\eta = 0.2$	x: 0.489 m $\eta = 0.1$	x: 0.652 m $\eta = 2.3$	CUMPLE $\eta = 2.3$
N36/N47	x: 0.205 m $\eta = 1.3$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m $\eta = 8.4$	x: 0.137 m $\eta = 8.6$	x: 0 m $\eta = 0.2$	x: 0 m $\eta = 0.8$	x: 0 m $\eta = 19.9$	CUMPLE $\eta = 19.9$
N47/N52	x: 0 m $\eta = 1.9$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.282 m $\eta = 5.8$	x: 0 m $\eta = 7.8$	x: 0.282 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta = 0.5$	x: 0.141 m $\eta = 16.3$	CUMPLE $\eta = 16.3$
N52/N55	x: 0 m $\eta = 0.7$	x: 0.251 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.251 m $\eta = 0.9$	x: 0 m $\eta = 3.9$	x: 0 m $\eta = 5.5$	x: 0.168 m $\eta = 0.9$	x: 0 m $\eta = 0.7$	x: 0 m $\eta = 10.2$	CUMPLE $\eta = 10.2$
N11/N55	x: 0.546 m $\eta = 0.4$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0.756 m $\eta = 0.7$	x: 0.756 m $\eta = 2.4$	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta = 3.6$	CUMPLE $\eta = 3.6$
N55/N41	x: 0 m $\eta = 0.4$	N.P. ⁽¹⁾	N.P. ⁽¹⁾	x: 0 m $\eta = 0.6$	x: 0 m $\eta = 2.1$	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0.441 m $\eta = 0.5$	x: 0 m $\eta = 4.2$	CUMPLE $\eta = 4.2$
N41/N17	x: 0 m $\eta = 0.2$	x: 0.214 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0.214 m $\eta < 0.1$	x: 0.285 m $\eta = 1.0$	x: 0.285 m $\eta = 2.0$	x: 0.214 m $\eta = 0.4$	x: 0.285 m $\eta = 0.7$	x: 0.285 m $\eta = 4.3$	CUMPLE $\eta = 4.3$
N17/N12	$\eta = 0.3$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	$\eta < 0.1$	x: 0.428 m $\eta = 3.2$	x: 0 m $\eta = 0.7$	$\eta = 0.1$	x: 0.428 m $\eta = 1.3$	x: 0.428 m $\eta = 4.3$	CUMPLE $\eta = 4.3$
N45/N36	x: 0.197 m $\eta = 0.6$	x: 0 m $\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.1$	x: 0.263 m $\eta = 6.8$	x: 0.263 m $\eta = 8.0$	x: 0 m $\eta = 0.4$	x: 0 m $\eta = 0.8$	x: 0.263 m $\eta = 18.2$	CUMPLE $\eta = 18.2$
N48/N45	x: 0.103 m $\eta = 0.2$	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 0.3$	x: 0 m $\eta = 3.6$	x: 0.137 m $\eta = 4.3$	x: 0 m $\eta = 0.4$	x: 0.103 m $\eta = 1.1$	x: 0 m $\eta = 8.4$	CUMPLE $\eta = 8.4$
N38/N48	N.P. ⁽²⁾	$\lambda \leq 200.0$ Cumple	x: 0 m $\eta = 3.1$	x: 0 m $\eta = 7.3$	x: 0 m $\eta = 10.4$	x: 0 m $\eta = 1.2$	x: 0 m $\eta = 1.0$	x: 0 m $\eta = 20.7$	CUMPLE $\eta = 20.7$

Notación:
 P_t : Resistencia a tracción
 λ_c : Limitación de esbeltez para compresión
 P_c : Resistencia a compresión
 M_x : Resistencia a flexión eje X
 M_y : Resistencia a flexión eje Y
 V_x : Resistencia a corte X
 V_y : Resistencia a corte Y
 $PM_xM_yV_xV_yT$: Esfuerzos combinados y torsión
x: Distancia al origen de la barra
 η : Coeficiente de aprovechamiento (%)
N.P.: No procede

Comprobaciones que no proceden (N.P.):
⁽¹⁾ La comprobación no procede, ya que no hay axil de compresión.
⁽²⁾ La comprobación no procede, ya que no hay axil de tracción.

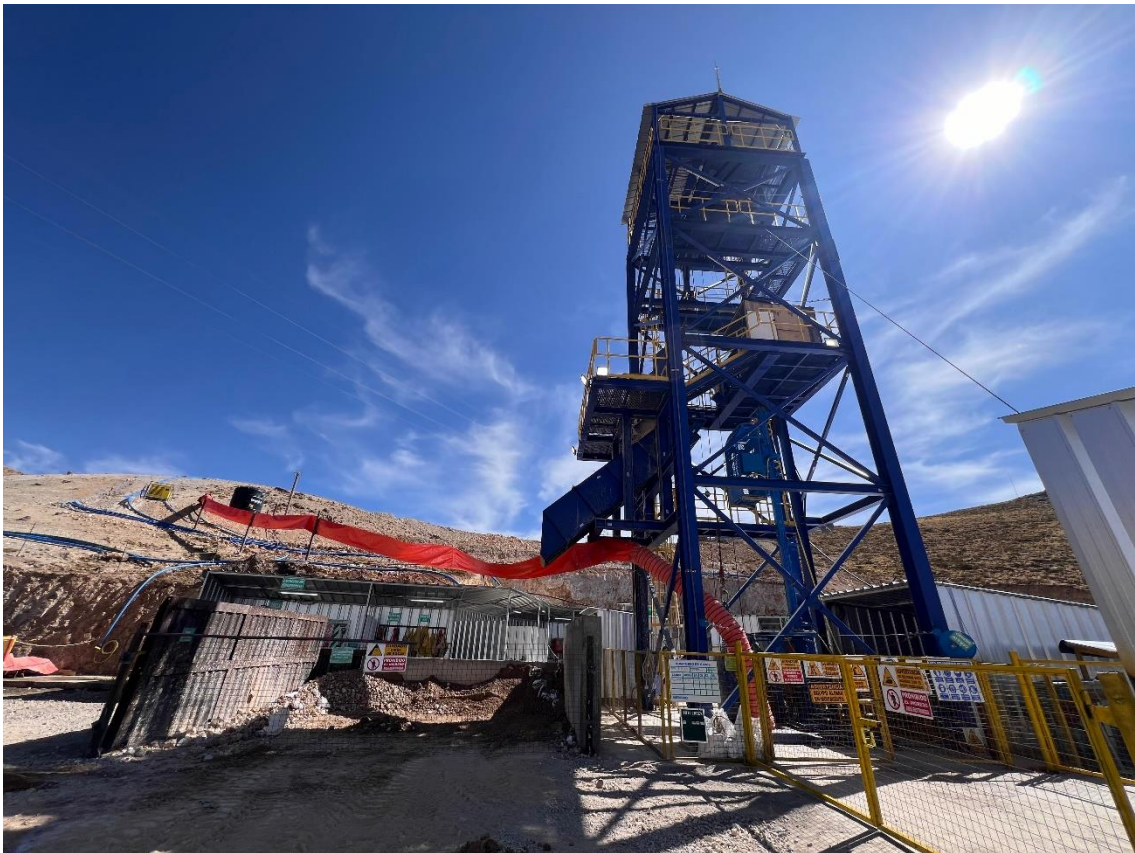
7. MINA INMACULADA



8. CASTILLO PARA EL WINCHE DE IZAJE









ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 050-2025-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga de la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 380-2025-FIMGC-D**, a los treinta días del mes de octubre de 2025, siendo las 04:00 p.m., reunidos en el Auditorio de la escuela Profesional de Ingeniería Civil, bajo la presidencia del MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS, y los miembros: MSc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO; MSc. Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES y MSc. Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO, actuando como secretario docente el Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ, para proceder a la sustentación de tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, del bachiller:

JORGE LUIS BAEZ CALDERON

Quien presentó la tesis denominada:

“INGENIERÍA DE DETALLE EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA CHIMENEA 12 NV. 4560 POR LOS PROCESOS ASCENDENTE Y DESCENDENTE EN LA UNIDAD ECONÓMICA ADMINISTRATIVA (U.E.A.) INMACULADA - 2024”

Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:

Aprobado con Diecisiete (17)

Siendo las 12:00 p.m. del día 30 de octubre de 2025, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad con lo actuado, los miembros del jurado firman al pie del presente.

MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS
Presidente

MSc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO
Miembro

MSc. Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES
Miembro

MSc. Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO
Miembro - Asesor

MSc. Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ
Secretario docente de la FIMGC



CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : BAEZ CALDERON, Jorge Luis
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : "Ingeniería de detalle en la construcción de la chimenea 12A Nv. 4560 por los procesos ascendente y descendente en la Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Inmaculada-2024"
- Evaluación de la originalidad : 17% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 13 de enero de 2026



MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

"Ingeniería de detalle en la construcción de la chimenea 12A Nv. 4560 por los procesos ascendente y descendente en la Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Inmaculada-2024"

por JORGE LUIS BAEZ CALDERON

Fecha de entrega: 13-ene-2026 07:08p. m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2856442408

Nombre del archivo: TESIS_-_JORGE_BAEZ_2025.pdf (11.14M)

Total de palabras: 23000

Total de caracteres: 141662

"INGENIERÍA DE DETALLE EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA CHIMENEA 12A NV. 4560 POR LOS PROCESOS ASCENDENTE Y DESCENDENTE EN LA UNIDAD ECONÓMICA ADMINISTRATIVA (U.E.A.) INMACULADA-2024"

INFORME DE ORIGINALIDAD

17%

INDICE DE SIMILITUD

18%

FUENTES DE INTERNET

5%

PUBLICACIONES

9%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	4%
2	dspace.unitru.edu.pe Fuente de Internet	4%
3	www.slideshare.net Fuente de Internet	1%
4	pt.scribd.com Fuente de Internet	1%
5	www.studocu.com Fuente de Internet	1%
6	repositorio.unjbg.edu.pe Fuente de Internet	1%
7	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	1%
8	html.pdfcookie.com Fuente de Internet	1%

9	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	<1 %
10	pdfcookie.com Fuente de Internet	<1 %
11	repositorio.ucundinamarca.edu.co Fuente de Internet	<1 %
12	tesis.unap.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
13	dspace.uazuay.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
14	www.monografias.com Fuente de Internet	<1 %
15	Submitted to Instituto Superior de Artes, Ciencias y Comunicación IACC Trabajo del estudiante	<1 %
16	jast.modares.ac.ir Fuente de Internet	<1 %
17	repositorio.upao.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
18	www.coursehero.com Fuente de Internet	<1 %
19	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

centrogeotecnico.com

20

Fuente de Internet

<1 %

21

repositorio.unsaac.edu.pe

Fuente de Internet

<1 %

22

doczz.es

Fuente de Internet

<1 %

23

Submitted to Universidad Nacional de San
Cristóbal de Huamanga

Trabajo del estudiante

<1 %

24

edisciplinas.usp.br

Fuente de Internet

<1 %

25

www.webdelprofesor.ula.ve

Fuente de Internet

<1 %

26

repositorio.unfv.edu.pe

Fuente de Internet

<1 %

27

repositorioacademico.upc.edu.pe

Fuente de Internet

<1 %

28

pdfcoffee.com

Fuente de Internet

<1 %

29

www.scribd.com

Fuente de Internet

<1 %

30

tesis.ipn.mx

Fuente de Internet

<1 %

31

Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru

<1 %

Trabajo del estudiante

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo