

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



T E S I S

**Rediseño de la malla de perforación y voladura para optimizar la
recuperación de pilares del método explotación sublevel stoping en la zona
Marca Punta Norte Sociedad Minera el Brocal S.A.A.**

**Para optar el título profesional de:
Ingeniero de Minas**

Autor:

Bach. Fortunato Danilo OSCATEGUI BUSTILLOS

Asesor:

Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO

Cerro de Pasco - Perú – 2025

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



**Rediseño de la malla de perforación y voladura para optimizar la
recuperación de pilares del método explotación sublevel stoping en la zona
Marca Punta Norte Sociedad Minera el Brocal S.A.A.**

Sustentada y aprobada antes los miembros del jurado:

Mg. Joel Enrique OSCUVILCA TAPIA
PRESIDENTE

Mg. Teodoro Rodrigo SANTIAGO ALMERCO
MIEMBRO

Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA
MIEMBRO



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

Facultad de Ingeniería de Minas

Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas

"Año de la Recuperación y Consolidación de la Economía Peruana"



Firmado digitalmente por CONDOR SURICHAGUI Santa Silvia FAU 20154605046 soft
Motivo: Soy el autor del documento
07.2025 08:07:31 -05:00



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 021-2025

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bach. Fortunato Danilo OSCATEGUI BUSTILLOS

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:

Tesis

Título del trabajo

"Rediseño de la malla de perforación y voladura para optimizar la recuperación de pilares del método explotación subnivel stoping en la zona marca punta norte sociedad minera el Brocal S.A.A."

Asesor:

Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO

Índice de Similitud: **19 %**

Calificativo

APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 14 de julio de 2025.

Sello y Firma del responsable
de la Unidad de Investigación

DEDICATORIA

A Dios por darme la salud y sabiduría para poder lograr mis objetivos dentro de la universidad, a mis padres por ser el cimiento de mi vida profesional y a mis hermanos por todo su apoyo durante la elaboración de la presente tesis.

AGRADECIMIENTO

Primeramente, debo agradecer a Dios por sus bendiciones que iluminaron mi vida para lograr ser un profesional, en segundo lugar debo agradecer a mis padres por sus exigencias y orientaciones, por incentivar me a seguir adelante en cumplir nuestros objetivos y metas, ha sido una gran tarea para ellos, También agradecer a mis docentes que compartieron sus experiencias y conocimientos para el cimiento de mi vida profesional.

RESUMEN

El trabajo de investigación “Rediseño de la Malla de Perforación y Voladura para Optimizar la Recuperación de Pilares del Método Explotación Sublevel Stopping en la Zona Marca Punta Norte Sociedad Minera el Brocal S.A.A.”

En el presente trabajo de tesis se presenta un análisis para optimizar la recuperación del mineral en los pilares del método de explotación Sub Level Stopping. Primero se realizó la evaluación geomecánica de cada uno de los pilares para luego con el conocimiento de las características del macizo rocoso se diseña la malla de perforación, en función de la recuperación y del método de explotación.

El estudio se lleva a cabo en diferentes zonas Marca Punta Norte y Marca Punta Sur. Con el rediseño de la malla de perforación y voladura se relaciona los tonelajes propuestos con los tonelajes reales en cada uno de los resultados. Para la investigación se analizo seis tajos del nivel 4092 el tajo 1315N, del nivel 4200 los tajos 968N, 936N y del nivel 4137 los tajos 1497N, 1497S y 1469S; logrando optimizar el porcentaje de recuperación de los pilares en 103.35 %, 96.48 %, 100.79 %, 99.56 %, 101.12 % y 95.84 %, respectivamente.

Finalmente se llega a la conclusión de que la longitud del pilar optimo en términos de recuperación y estabilidad es de 12 metros; asimismo el promedio del porcentaje de recuperación de los pilares es de 99.56 %.

Palabras Clave: Malla de perforación y voladura, recuperación de pilares

ABSTRACT

The research work “Redesign of the Drilling and Blasting Mesh to Optimize the Recovery of Pillars of the Sublevel Stoping Exploitation Method in the Punta Norte Marca Zone Sociedad Minera el Brocal S.A.A.”

In this thesis work, an analysis is presented to optimize the recovery of the mineral in the pillars of the Sub Level Stoping exploitation method. First, the geomechanical evaluation of each of the pillars was carried out and then with the knowledge of the characteristics of the rock mass. The drilling mesh is designed, depending on the recovery and the exploitation method.

The study is carried out in different areas: Marca Punta Norte and Marca Punta Sur. With the redesign of the drilling and blasting mesh, the proposed tonnages are related to the actual tonnages in each of the results. For the investigation, six pits were analyzed at level 4092, pit 1315N, at level 4200, pits 968N, 936N, and at level 4137, pits 1497N, 1497S and 1469S; managing to optimize the recovery percentage of the pillars at 103.35%, 96.48%, 100.79%, 99.56%, 101.12% and 95.84%, respectively.

Finally, it is concluded that the optimal pillar length in terms of recovery and stability is 12 meters; Likewise, the average recovery percentage of the pillars is 99.56%.

KEYWORDS: Drill and blast mesh, pillar recovery.

INTRODUCCIÓN

El objetivo del trabajo de investigación: **“Rediseño de la Malla de Perforación y Voladura para Optimizar la Recuperación de Pilares del Método Explotación Sublevel Stopping en la Zona Marca Punta Norte Sociedad Minera el Brocal S.A.A.”**, Cada vez en la minería subterránea se presentan mayores retos, tales como la profundización, sus características geométricas como forma, tamaño y orientación de la mineralización, hacer un buen diseño de mallas de perforación para que en el momento de hacer la voladura no afecten los límites de la estabilidad de los pilares tanto en la profundización como en la parte superior de dicho nivel.

En Sociedad Minera El Brocal, hay una preocupación constante por optimizar el volumen de mineral económico, debido a esa preocupación se realiza el siguiente estudio para evaluar las longitudes de los pilares más favorables para cada zona mineralizada donde se realiza la explotación por el método Sub Level Stopping.

En el capítulo uno se considera, todo lo referente al problema de investigación.

En el capítulo dos se considera, todo lo referente al marco teórico.

En el capítulo tres, se considera todo lo referente a la metodología y técnicas de investigación.

En el capítulo cuatro se describe, todo lo referente a los resultados y discusión de la investigación demostrando la hipótesis propuesta.

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la investigación.....	2
1.2.1. Minera el Brocal.....	2
1.2.2. Ubicación y Acceso.....	4
1.2.3. Geología regional	5
1.2.4. Geología local	8
1.2.5. Estratigrafía	10
1.2.6. Geología económica.....	16
1.3. Formulación del problema	21
1.3.1. Problema general.....	21
1.3.2. Problemas específicos	21
1.4. Formulación de objetivos.....	21
1.4.1. Objetivo general	21
1.4.2. Objetivos específicos	21
1.5. Justificación de la Investigación	22
1.6. Limitaciones de la investigación.....	22

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio	24
2.2. Bases teóricas - científicas	26
2.2.1. Minado por Subniveles con Taladros Largos.....	26
2.2.2. Descripción del manto mineralizado Marca Punta Norte	30
2.2.3. Parámetros para el diseño de perforación y voladura	32
2.3. Definición de términos básicos	36
2.4. Formulación de hipótesis	39
2.4.1. Hipótesis general	39
2.4.2. Hipótesis específicas	40
2.5. Identificación de variables	40
2.6. Definición operacional de variables e indicadores	41

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación	42
3.2. Nivel de investigación.....	43
3.3. Métodos de Investigación	43
3.4. Diseño de Investigación	43
3.5. Población y muestra	44
3.5.1. Población.....	44
3.5.2. Muestra.....	44
3.6. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos.....	44
3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación	45
3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos	46

3.9. Tratamiento estadístico	46
3.10. Orientación ética filosófica y epistémica	46

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	47
4.1.1. Método de explotación sub level stoping	47
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados	53
4.2.1. Evaluación del pilar de recuperación tj1315n-nv4092-4112	54
4.2.2. Evaluación del pilar de recuperación tj968n nv4200-4220.....	64
4.2.3. Evaluación del pilar de recuperación Tj936N -NV4200-4220	75
4.2.4. Evaluación del pilar de recuperación TJ1497N - NV4137	88
4.2.5. Evaluación del pilar de recuperación TJ1497S NV4137	95
4.2.6. Evaluación de la malla de recuperación TJ1469S NV4137	102
4.3. Prueba de hipótesis.....	110
4.3.1. Hipótesis general	110
4.3.2. Hipótesis específicas	110
4.4. Discusión de resultados.....	111

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de la minera el Brocal	5
Figura 2 Geología regional de la minera el Brocal	7
Figura 3 Geología local de la minera el Brocal.....	9
Figura 4 Columna estratigráfica de la minera el Brocal.....	15
Figura 5 geología económica	20
Figura 6 Taladros en Paralelo Negativos	29
Figura 7 Taladros en Abanico Positivos.....	30
Figura 8 Taladros en Abanico Negativos	30
Figura 9 Secuencia de la investigación	43
Figura 10 Vista Isométrica tajeo por subniveles con pilares corridos.....	49
Figura 11 Vista en perfil de tajos por subniveles con pilares corridos.....	49
Figura 12 Vista en planta de tajos por subniveles con pilares corridos	50
Figura 13 Vista en perfil tajos por subniveles	50
Figura 14 Vista en perfil tajos con pilares escudo.....	51
Figura 15 Pilar 1315N Nv4092-4112 Software MineSight.....	54
Figura 16 Zoneamiento geo mecánico del sector.....	54
Figura 17 V. planta con el ancho final que quedaría el tajo al recuperar el pilar.....	56
Figura 18 Cálculo de la Longitud máxima de recuperación para el TJ1315N.....	56
Figura 19 Ancho final del tajo al recuperar el pilar	57
Figura 20 Ancho del tajo y del pilar.....	58
Figura 21 Gráfico de Resistencia de Pilares E. Villaescusa.....	58
Figura 22 Simulación Numérica de Resistencia de Pilares	59
Figura 23 Ábaco Predicción de Hundimiento	59
Figura 24 Vista en Planta del Pilar en Recuperación	61

Figura 25	Vista en Sección Longitudinal del Pilar en Recuperación.....	62
Figura 26	Sección Transversal del Pilar en Recuperación	63
Figura 27	Levantamiento Topográfico Pilar1315N Software MineSight.....	63
Figura 28	Pilar 968N Nv4200-4220 Software MineSight.....	64
Figura 29	Plano Geo mecánico Nv4200.....	65
Figura 30	Cálculo de longitud máxima de recuperación tj968N.....	69
Figura 31	Factor de seguridad	70
Figura 32	Gráfico de Resistencia de Pilares E. Villaescusa.....	71
Figura 33	Vista en planta del pilar en recuperación	73
Figura 34	Sección Longitudinal del Pilar en Recuperación	73
Figura 35	Sección transversal del pilar en recuperación	74
Figura 36	Levantamiento topográfico Pilar968N Software MineSight	75
Figura 37	Pilar 936N Nv4200-4220 Software MineSight.....	76
Figura 38	Plano Geo mecánico Nv4200.....	77
Figura 39	Cálculo de la longitud máxima de recuperación para el TJ936N	81
Figura 40	Factor de seguridad	82
Figura 41	Resistencia del pilar E. Villaescusa	83
Figura 42	Vista en planta del pilar en recuperación.....	85
Figura 43	Sección Longitudinal del Pilar en Recuperación	85
Figura 44	Sección transversal del pilar en recuperación	86
Figura 45	Levantamiento Topográfico Pilar936N - Software MineSight.....	87
Figura 46	Pilar 1497N Nv4137 Software MineSight.....	88
Figura 47	Plano Geo mecánico Nv4137.....	89
Figura 48	Cálculo de longitud máxima de recuperación TJ1497N.....	90
Figura 49	FS del Pilar por los Métodos de L&P y H&B	91

Figura 50 Gráfico de Resistencia de Pilares E. Villaescusa.....	91
Figura 51 Planta del Pilar en Recuperación	93
Figura 52 Sección longitudinal del pilar en recuperación	93
Figura 53 Levantamiento Topográfico Pilar1497N Software MineSight	94
Figura 54 Pilar 1497S Software MineSight	95
Figura 55 Plano Geo mecánico Nv4137.....	96
Figura 56 Cálculo de longitud máxima de recuperación para el TJ1497S.....	97
Figura 57 FS del Pilar por los Métodos de L&P y H&B	98
Figura 58 Resistencia de pilares E. Villaescusa	98
Figura 59 Planta del Pilar en Recuperación	100
Figura 60 Sección Longitudinal del Pilar en Recuperación	101
Figura 61 Levantamiento Topográfico Pilar1497S Software MineSight.....	102
Figura 62 Pilar 1469S Software MineSight	102
Figura 63 Plano Geo mecánico Nv4137.....	104
Figura 64 Cálculo de longitud máxima de recuperación TJ1469S	105
Figura 65 FS del Pilar por los Métodos de L&P y H&B	106
Figura 66 Resistencia de pilares E. Villaescusa.....	106
Figura 67 Planta del Pilar en Recuperación	108
Figura 68 Sección longitudinal del pilar en recuperación	108
Figura 69 Levantamiento Topográfico Pilar Software MineSight.....	109
Figura 70 Evaluación de Resultados en la recuperación de pilares	112

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Coordenadas UTM	4
Tabla 2 Acceso a la mina.....	5
Tabla 3 Operacionalización de variables.....	41
Tabla 4 Detalle de Taladros (Longitud, N° Barras, Ángulo).....	62
Tabla 5 Tonelaje Recuperado del Pilar TJ1315N.....	64
Tabla 6 Valores del Pilar TJ968N	64
Tabla 7 Evaluación de la corona.....	66
Tabla 8 Calculo de dimensiones	67
Tabla 9 Parámetros de evaluación	67
Tabla 10 Calculo de dimensiones	68
Tabla 11 Parámetros del FS.....	69
Tabla 12 Ancho del tajo.....	70
Tabla 13 Parámetros de estabilidad	71
Tabla 14 Detalle de taladros (longitud, N° barras, ángulo).....	74
Tabla 15 Tonelaje Recuperado del Pilar TJ968N.....	75
Tabla 16 Valores del Pilar TJ936N	76
Tabla 17 Parámetros de valuación de la corona	78
Tabla 18 Calculo de dimensiones	79
Tabla 19 Evaluación de la pared.....	79
Tabla 20 Calculo de dimensiones	80
Tabla 21 Parámetros del FS.....	81
Tabla 22 Ancho del tajo.....	82
Tabla 23 Estabilidad del pilarz	83
Tabla 24 Detalle de Taladros (Longitud, N° Barras, Ángulo)	86

Tabla 25 Tonelaje recuperado del pilar TJ936N	87
Tabla 26 Valores del Pilar TJ1497N	88
Tabla 27 Detalle de Taladros (Longitud, N° Barras, Ángulo)	94
Tabla 28 Tonelaje Recuperado del Pilar TJ1497N.....	94
Tabla 29 Valores del Pilar TJ1497S	95
Tabla 30 Detalle de Taladros (Longitud, N° Barras, Ángulo)	101
Tabla 31 Tonelaje Recuperado del Pilar TJ1497S	102
Tabla 32 Valores del Pilar TJ1469S	103
Tabla 33 Detalle de Taladros (Longitud, N° Barras, Ángulo)	109
Tabla 34 Tonelaje recuperado del Pilar TJ1469S.....	110
Tabla 35 Relación de Resultados en la recuperación de pilares.....	112

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

Actualmente en la Mina Marca Punta Norte se viene realizando trabajos de Explotación en 3 zonas: Zona Norte, Zona Sur Este y Zona Sur Oeste; el Método de Minado actual es el Método Sublevel Stoping (Hundimiento por Subniveles), ya que a sus inicios se trabajó con el Método de Cámaras y pilares.

El Método Sublevel Stoping en la Mina Marca Punta Norte contempla para la Explotación el diseño de una Galería Principal (Block) cuya sección es 4.50x4.50 m. y a partir de ellas se generan las Galerías de Producción de sección 3.90x3.70 y 4.00x4.00 m., estando estas Galerías: Principal y de Producción, en diferentes Niveles bajo el mismo eje y cuya bancada (Altura) de Nivel a Nivel varían de 20 a 30 m. Se realizan las Perforaciones de Taladros Largos según el diseño de Filas Positivas y Filas Negativas, ya sea en Abanico y/o Paralelas, y luego se explota los Tajos con una sección de 8.00x20.00, 10.00x20.00, 12.00x20.00, 14x20.00 metros y una longitud de 30.00, 40.00, 50.00 metros, y se deja un Pilar intermedio de Galería a Galería de 6.00, 8.00, 10.00 metros,

ayudando este Pilar a la estabilidad de esta. Sin embargo, se identifica que al ser un Pilar de una longitud considerable se está dejando Mineral de Buena Ley lo cual resulta en una pérdida para los Objetivos de la Empresa.

En base a estas observaciones realizadas se propone la Presente Investigación para poder Recuperar los Pilares Intermedios de las Galerías de Producción ya Explotadas, la Secuencia de Minado, Tonelaje a Recuperar y Posterior sostenimiento; todo esto con la Finalidad de Optimizar la Recuperación del Tonelaje de Mineral Comprometido.

1.2. Delimitación de la investigación

1.2.1. Minera el Brocal

La Sociedad Minera “El Brocal” S.A.A., se encuentra ubicada en el distrito de Tinyahuarco, provincia y departamento de Pasco. Inicia sus operaciones hacia el año 1890 mediante labores subterráneas, produciendo minerales de plata, plomo, zinc y cobre, las mismas que se desarrollaron mediante este sistema de explotación.

Como yacimiento de plata fue rentable desde sus inicios, para lo cual se instaló una pequeña fundición para la producción de barras de plata, llamada Huaracaca. Esta fundición estaba ubicada cerca de la primera fundición de la Cerro de Pasco Mining Corporation, en Tinyahuarco, a pocos kilómetros de la ciudad de Cerro de Pasco. En 1921, la Empresa Negociación Minera E. E. Fernandini decidió cerrar la fundición y reemplazarla por una Planta de Flotación ubicada en el mismo lugar. En ésta época, la flotación era una tecnología revolucionaria que reemplazó rápidamente a las fundiciones primitivas que hacían las veces de concentradoras.

Desde sus inicios el negocio fue administrado directamente por Don Eulogio Fernandini. Al fallecer éste, en 1938, sus hijos se hacen cargo de la empresa, cambiando de razón social de Negociación Minera E.E.F., a Negociación Minera Fernandini Clotet Hermanos, registrándose finalmente el 07 de Mayo de 1956 como Sociedad Minera “El Brocal” S.A.

La producción fue del orden de 400 Ton/día de mineral durante las décadas de 1950 y 1960. La principal expansión de “El Brocal” se produjo con la ampliación del capital accionariado de la empresa en 1970. En 1975, se inicia la explotación del yacimiento, bajo el sistema de Tajo Abierto, el cual continúa hasta hoy. A principios de 1980, la Plata, principal producto de la mina hasta el colapso del precio de este metal, fue definitivamente reemplazada en importancia por el Zinc y el Plomo. Para 1989 la producción de Colquijirca ya se había quintuplicado hasta alcanzar 2,000 Ton/día de mineral.

Actualmente, la planta concentradora utiliza el método de flotación selectiva obteniéndose dos productos principales para el tratamiento de los minerales: Concentrados de Zinc y Concentrados de Plomo y la producción actual es de 5,000 Ton/día de mineral y se cuenta con un circuito de cobre de 1000 ton/día.

El ingreso de una nueva Administración a Sociedad Minera “El Brocal” S.A.A. a partir del año 2000, ha logrado superar una situación de pérdidas que se generó en el año 1998 y que continuó hasta el año 2001, cuando después de sincerar una serie de partidas, optimizar el uso de los recursos y darle un nuevo enfoque a la administración, comenzó a lograr utilidades en sus resultados a partir del año 2002.

Sociedad Minera “El Brocal” S.A.A. (SMEBSAA), es una empresa de Gran minería, cuyo negocio principal es la venta de concentrados de Plomo, Zinc y cobre. El producto final se obtiene luego de darle valor agregado a la materia prima, en los diferentes procesos de la producción, es decir; el mineral se extrae a tajo abierto (plomo y zinc) y subterráneo(cobre), se transporta hacia la planta concentradora para beneficiarlo, obteniéndose concentrados y relaves. Los concentrados son enviados por vía férrea al depósito del Callao, para su posterior comercialización en el mercado nacional e internacional.

Los relaves, que son materiales residuales, son almacenados en depósitos que son estabilizados desde el punto de vista físico y químico, para asegurar en el largo plazo, un mínimo impacto sobre el medio ambiente.

1.2.2. Ubicación y Acceso

Sociedad Minera El Brocal S.A.A. se encuentra ubicado en el distrito de Tinyahuarco, provincia y departamento de Pasco, y coordenadas (UTM):

Tabla 1 *Coordenadas UTM*

Norte	8811 271
Este	361 760
Altitud	4300 msnm

Fuente: Área de Geología

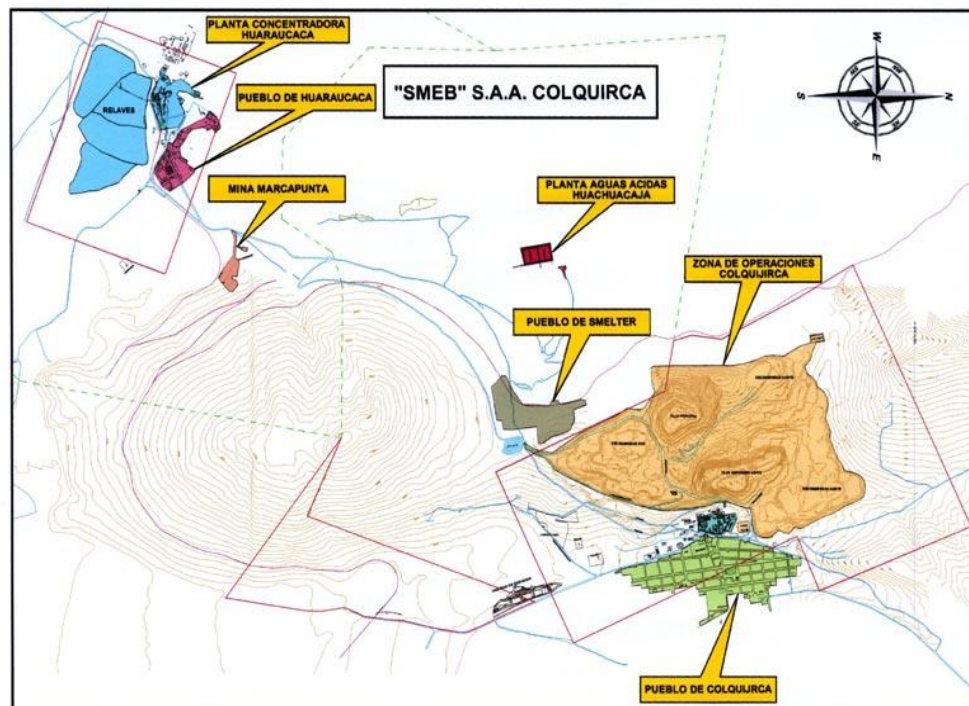
El acceso de Lima hacia el distrito de Tinyahuarco (Pasco) es mediante las siguientes vías.

Tabla 2 Acceso a la mina

Carretera central	Lima – Colquijirca – 289 Km.
Vía férrea	Lima – Colquijirca – 290 Km
Vía Aérea	Lima – Vicco – 30 minutos

Fuente: Área de Geología

Figura 1. Ubicación de la minera el Brocal



Fuente: Geología mina

1.2.3. Geología regional

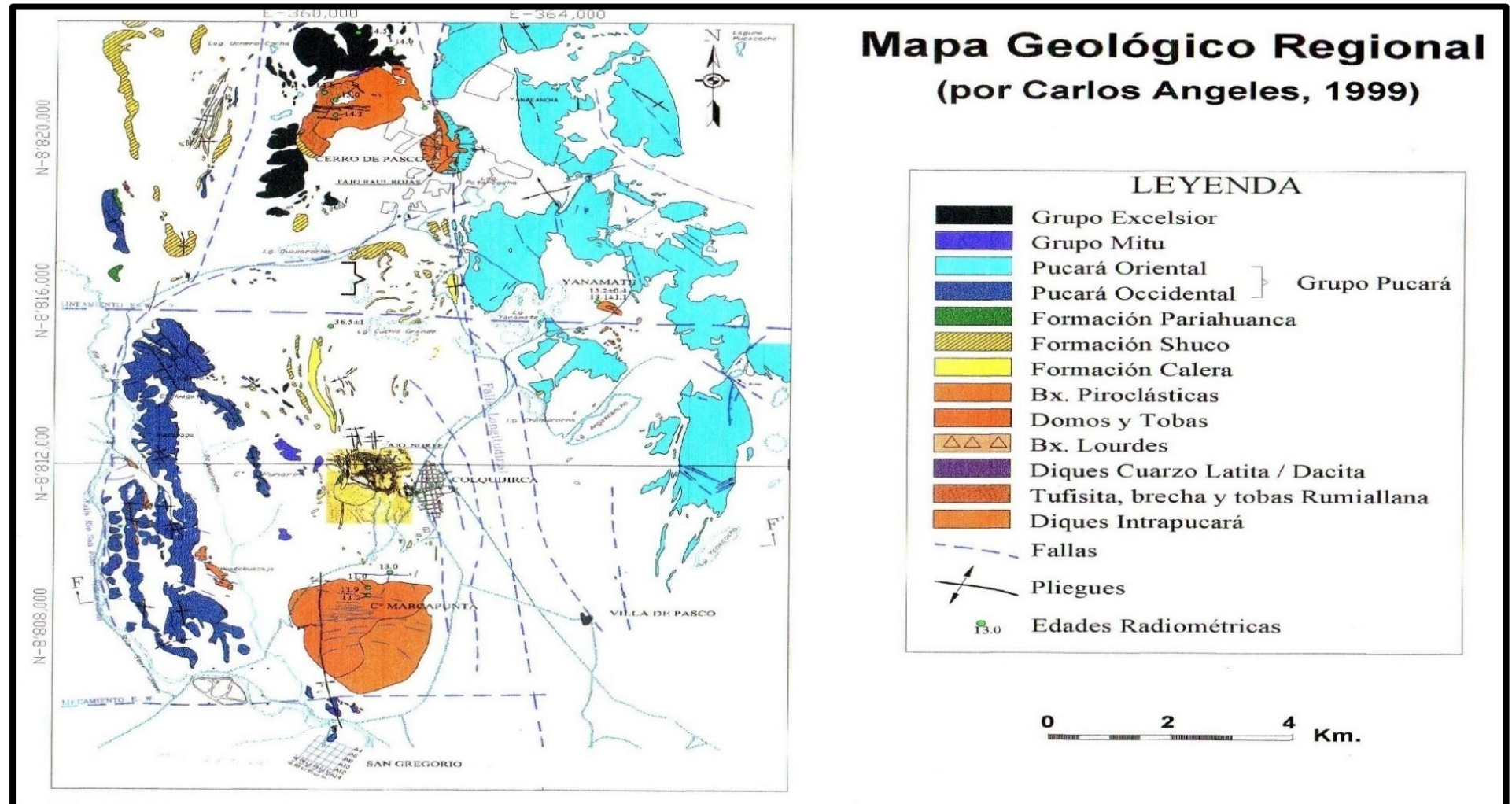
Se inicia en el Triásico y revela una sucesión de eventos de depósitos minerales, tectónicos y volcánicos controlados por una gran estructura de dirección Norte-Sur denominada Falla Longitudinal, presentados en el plano geológico regional. La Falla Longitudinal es la estructura más importante, controló la sedimentación del Terciario, los complejos volcánicos de Cerro de Pasco y Marcapunta. Numerosas fallas y estructuras subordinadas de dirección NW-SE, E-W y NE-SW también han sido mapeadas en la región y en conjunto

son importantes para el emplazamiento de la mineralización en Colquijirca y Cerro de Pasco.

En Marcapunta Norte, en interior Mina, también se ha mapeado gran cantidad de estructuras EW, principalmente en forma de fallas con poco desplazamiento, diaclasas y zonas de cizallamiento que cortan al Manto Mineralizado, por lo tanto, de edad post-mineral.

De igual modo en interior mina, adicional al manto mineralizado de Enargita-Pirita; Oro-Alunita, se ha identificado un control estructural secundario en la mineralización, el sistema de microfracturas verticales, E-W pre-mineralización, en microvetillas.

Figura 2 Geología regional de la minera el Brocal

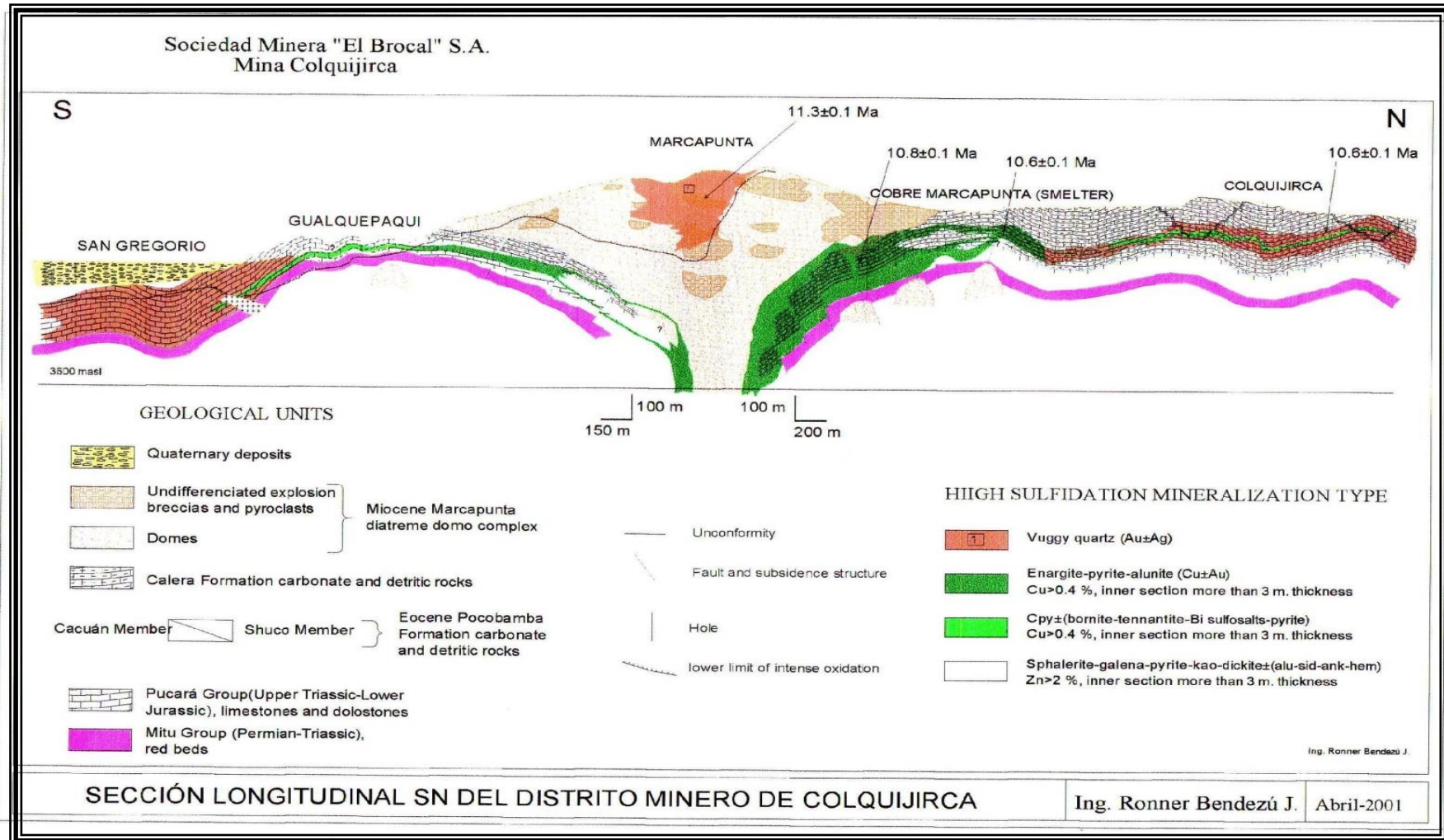


Fuente: Geología mina

1.2.4. Geología local

Se tiene evidencias geológicas de que en las proximidades de área de Colquijirca ha existido una actividad volcánica desde el EOCENO inferior ya que se han hecho dataciones radiométricas de micas en un Horizonte tobaceo. Al cual el Dr. C. Ángeles lo denomina miembro inferior de la Formación Calera, que suprayace a los conglomerados, cuya composición es una intercalación de sedimentos detríticos finos, continentales y piro clástico. En cuanto a la edad de las unidades carbonatadas de la Formación Calera podemos suponer que pertenecen al EOCENO inferior, y quizás parte del OLIGOCENO inferior.

Figura 3 Geología local de la minera el Brocal



Fuente: Área de Geología

1.2.5. Estratigrafía

A. Paleozoico

Grupo Exelsior.- (Devónico) Inicialmente se le conocía como Serie Exelsior, luego fue recategorizado como Grupo Exelsior a los afloramientos del Perú Central (Devónico inferior y medio). Los escasos afloramientos se encuentran al NE del Distrito de Colquijirca, donde lo conforman Filitas y Pizarras gris parduscas rara vez se encuentran estratos delgados de cuarcitas que forman el núcleo del anticlinal de Cerro de Pasco.

Se observa, además venillas de Cuarzo Hidrotermal, que se dispone casi perpendicular al plano de estratificación, los estratos de Pizarras y Filitas forman Pliegues del tipo Slump, y muestran una alta fisilidad sobre todo en las Pizarras.

Grupo Mitu (Permiano superior – Triásico inferior).- La presencia del Grupo Mitu en la zona fue plenamente establecido en el área por la presencia de fragmentos de Fósiles como las Chaetetes of. Radians Fisher – Lonodaleia sp. Ripidonella. Las capas rojas del Mitu fueron reconocidas como pérmicas por Jenks.

En Colquijirca estas capas están conformadas por Conglomerados polimicticos con una matriz areniscosa que se intercala con delgados estratos de areniscas limo líticas; por lo tanto se distingue unidades del: Grupo Mitu.- La inferior conglomerádica y la superior donde predominan las areniscas. Así los afloramientos que se encuentran al NW del Tajo corresponden al Mitu inferior y lo del Valle de Huachaucaya y al sur de Marcapunta, correspondiente al

Mitu superior.

B. Mesozoico

Lo conforman las calizas Triásicas – Jurásicas del Grupo Pucará, está a su vez presenta dos conjuntos de facies diferentes, separados por la Falla Longitudinal de Cerro de Pasco.

- a) Pucará Occidental (Noriano – Rhetiano).- La parte inferior la constituye una brecha tectónica de color gris verdosa, que es conocido como “Brecha Basal“, esta se constituye por elementos sub angulosos a subred ondeados de cuarzo, dolomía y filita, el tamaño promedio es de 1 cm. La matriz es generalmente areniscosa, asimismo se observa esta brecha en San Gregorio. Los afloramientos del Pucará se exponen en la cadena de Cerros que constituyen el límite occidental del Valle de Huachaucaja.
- b) Pucara Oriental (Fm. Chambara Noriano Rhetiano).- Representado por la formación Chambara cuyos afloramientos se encuentran hacia el E de la falla Longitudinal de Cerro de Pasco se caracteriza por presentar calizas de textura Mudstone de color gris oscuro en estratos de espesores delgados con presencia de nódulos de Sílex. El espesor del Pucara Oriental es mucho mayor que al Pucara Occidental en esta zona del Perú Central (Jenks en 1951) atribuye la presencia de estas facies al levantamiento y erosión de los sedimentos, como responsables en la diferencia de espesor de las secuencias en ambas facies.

C. Cenozoico

Lo presenta únicamente la Formación Pocobamba. Esta unidad

lito estratigráfica tiene su origen en los trabajos de Mc. Laughlin como “Formación Pocobamba“. El mismo autor dividió a esta unidad en tres subunidades. Jenks, formalizó esta subdivisión, llamando respectivamente “Miembro Inferior“, “Conglomerado calcáreo Shuco“ y “Miembro Calera“, los cuales son validos hasta la actualidad.

a) Formación Pocobamba:

Miembro Inferior. Por la zona de Colquijirca es conocido también como Capas Rojas de Sacra familia. La disposición estratigráfica se da con limo arcillitas rojizas con moderada flexibilidad en la base, seguido de areniscas de granulometría fina a media y hacia el tope areniscas gruesas con brechas conglomerádicas.

Por lo general los elementos de los conglomerados alcanzan hasta 4 cm. de tamaño, estos clastos tienen la forma sugangulosa y subredondeada. Los afloramientos de esta unidad se encuentran entre los Cerros la Chipana y Puca Ingenio, donde suprayace en discordancia angular, unas veces sobre el Pucara Occidental y en lugares más restringidos sobre el Conglomerado Mitu.

Conglomerado Shuco. Boit.1953 en la localidad de Shuco atribuye el origen para esta unidad como “Una brecha de fricción en la base de las calizas triásicas regionales, debido a la fragmentación de sus capas más bajas de movimientos de traslación sobre el substrato “y la extiende hasta la falda oeste del Cerro Colquijirca.

Un buen afloramiento de esta unidad en el área lo podemos hallar al oeste del Tajo Principal, a lo largo de la línea férrea la Oroya – Cerro de Pasco. Por otro lado los afloramientos del Shuco no siempre se encuentran sobre el Mitu, si no que suprayace en algunas zonas el substrato preterciario, como sucede en la quebrada Mishihuajanan (W del Cerro Cóndor cayán), donde se halla sobre el Paleozoico inferior. Al SE del Cerro Condor cayán y en el flanco NW del Cerro de Colquijirca, suprayace al grupo Mitu, mientras al W de este último. Suprayace a las areniscas Mitu, distinguiéndose así la diversidad del Basamento pre – shuco.

b) Formación Calera

Aparentemente esta unidad suprayace paralelamente al Conglomerado Shuco, siguiendo la triple división hecha en otros trabajos por otros autores. El miembro Calera está subdividida en: Calera Inferior, Calera Medio, conocido también como Miembro Colquijirca y por último tenemos al Calera Superior.

Calera Inferior. Es una secuencia donde se puede distinguir dos tipos de facies. La inferior. Donde predomina el material detrítico y volcaniclástico, encontrando aquí estratos de caliza margosas con estilolitas ortogonales, conglomerados y algunas tobas riolítica. Aunque los afloramientos del Calera inferior son muy restringidos ya que la mayor parte se halla cubierto por material reciente.

Los sondeos efectuados en el Proyecto de Tajo Norte (SD

88 y SP 218) interceptaron cerca de 80m. De litología detrítica como conglomerados calcáreos en matriz piroclástica limoarcillitas rojas y horizontes calcáreos que se asemejan a las facie del Calera inferior, bajo este punto de vista, se ha considerado la presencia del Calera inferior debajo de la mineralización de Colquijirca y se prolonga hacia el sur por debajo del Cono volcánico Marcapunta en donde se emplaza parte de la mineralización de cobre, en la última campaña de perforación diamantina en el Cerro Marcapunta se ha puesto de manifiesto la existencia de esta unidad mediante los testigos de perforación.

Calera Medio (Miembro Colquijirca).- En esta unidad se encuentra la mineralización Polimetálica de Colquijirca, lo constituyen principalmente calizas en estratos gruesos en la base, algunas veces conteniendo chert, la textura de la caliza puede variar entre Grainstone y Mudstone; en la parte media se tiene intercalación de calizas, margas, dolomías, calizas silicificadas arcillitas y tobas volcánicas, en esta unidad los primeros fósiles que se encontraron fueron Gasterópodos y Bivalvos en un estrato de caliza de textura brechosa en el Flanco Mercedes Chocayoc que pertenecen al piso Noriano (Triasico Superior) por lo tanto las rocas que lo contienen pertenecen al Grupo Pucará

Calera Superior.- Sus afloramientos son más restringidos, por ejemplo en el Tajo Principal se caracteriza, por la alternancia de limoarcillitas, limolitas margosas y dolomías. El material

piroclástico constituye parte de esta secuencia volcano sedimentaria. Las dolomías tienen una coloración Beige y/o crema amarillento aunque en superficie fresca se observa de color gris oscuro en estos tramos se han encontrado niveles delgados de Chert.

Figura 4 Columna estratigráfica de la mina el Brocal

COLUMNA LITOESTRATIGRAFICA GENERALIZADA DEL DISTRITO MINERO DE COLQUIJIRCA							
ERA	PERIODO	SERIE	GRUPO		LITOLOGIA GRAFICA	DESCRIPCION	
CENOZOICO	CUATERNARIO		MATERIAL FLUVIO GLACIAR			Material fluvio-glaciarr, aluvial	
			CENTRO VOLCANICO	VOLCANICO MARCAPUNTA		Domos y lavas daciticas e cuarzolitica.	
				TUFO UNISH		Brechas piroclasticas, tobas y lavas	
	TERCIARIO	MEDIO A SUPERIOR	CENTRO VOLCANICO				
	TERCIARIO	INFERIOR	FORMACION POCOBAMBA	MIEMBRO CALERA	SUPERIOR		Dolomias margosas, dolomias interc. arcilitas, limolitas, areniscas, chert y mantos de oxidos.
					MEDIO (MANTOS MINERALIZADOS)		Al tope arcilitas, margas y calizas margosas con abundante chert. A la base calizas con rizomorfos y arcilitas verdes.
INFERIOR						Intercalaciones arcilitas y calizas margosas, nodulos micríticos, ostracoides, bioclastos y rizomorfos. En la base caliza mudstone margosa, sedimentos volcanoclasticos y piroclasticos (tobas rioliticas).	
CONGLOMERADO SHUCO					Brecha sedimentaria de clastos calcareos sub redondeados a sub angulosos del chambara. Escasos niveles de areniscas, areniscas limosas.		
MIEMBRO CACUAN					Arcilitas limosas, limolita roja, areniscas y brechas conglomeradicas clastos subangulares a subredondeados, cemento calcareo.		
MESOZOICO	CRETASICO	INFERIOR	GRUPO PUCARA	PUCARA OCCIDENTAL	FM. CHAMBARA		Pucara Occidental.- Dolomias beige, brechas intraformacionales y dolomias secundarias.
	JURASICO						Formación Chambara.- Calizas mudstone nodulares, intercalaciones de calcarenitas bioclasticas.
	TRIASICO						Formación Chambara.- Calizas mudstone nodulares, intercalaciones de calcarenitas bioclasticas.
PALEOZOICO	PERMICO SUPERIOR		GRUPO MITU	ARENISCA MITU			Areniscas rojas con lentes de conglomerados.
				CONGLOMERADO MITU			Conglomerados y brechas de color gris oscuro.
	DEVONICO			GRUPO EXCELSIOR			Pizarras, filitas y cuarcitas.
SOCIEDAD MINERA "EL BROCAL" S. A.A. Mina Colquijirca				DPTO. DE GEOLOGIA		GEOLOGIA : CARLOS ANGELES FECHA : Enero del 2006	LAMINA N°

Fuente: Área de Geología

1.2.6. Geología económica

La mineralización del Tajo Norte se encuentra emplazada dentro de la secuencia sedimentaria plegada de la Formación Calera Miembro Medio o Colquijirca y superior. La mineralización presenta un Rumbo NEE aproximadamente abarcando los flancos: Principal, Mercedes, Chocayoc, La llave y la Pampa. La mineralización aproximadamente cubre unos 4Km. De longitud y de ancho 0.70Km. La mineralización es concordante con la estratificación emplazándose en la parte superior del Miembro Medio y parte inferior del Miembro Superior y que transgrede algunos marcadores estratigráficos como TGR1 y TGR2 y que no transgrede al marcador LMMS el cual se encuentra dentro de las dolomías varvadas. Está claro que en donde hay un mejor desarrollo del núcleo de Cu es mayor la alteración de la roca huésped, sin respetar los tipos de litología.

Los trabajos de re – interpretación de los testigos de perforación diamantina, definen los siguientes tipos de mineralización.

Tipo I (Núcleo de Cobre: Cu + Ag + Bi) Este tipo de mineralización esta emplazada casi siempre en horizontes completamente silicificados de Chert Negro con una extensión aproximada de 1500 m y pudiendo alcanzar 150 m de ancho. Este núcleo de Cobre con el fin de explotación y tratamiento se subdividen en:

Tipo IA. Es la parte más interna de este núcleo que consiste de Enargita – Pirita – Alunita, aquí se puede presentar la Py en abundancia presentándose generalmente como reemplazamiento masivo. La ganga asociada está constituida por Alunita, Baritina, Cuarzo. Entre los minerales secundarios están presentes en aquellas zonas de alteración supergena, Malaquita, Azurita y Calcantita.

Tipo IB. Es la parte más externa del núcleo de Cobre y que está constituido principalmente por Cpy, extendiéndose 800 m al N de los límites del tipo IB, la Cpy se presenta a manera de venillas y como reemplazamientos masivos y diseminados la baritina, dickita, caolín relleno de fracturas y cavidades, este tipo también está emplazado en chert negro.

Tipo II (zona de transición: Cu +Ag + Bi, Zn, Pb).- Este tipo de mineralización se caracteriza por su alto contenido de Ag, Cu, Bi, Zn y Pb, la que la hace una zona compleja por la gran variedad de especies mineralógicas. En composición mineralógica comprenden Cpy, Sl y Gn, acompañado por caolín Baritina y en menor Proporción Py y Hm. La ocurrencia de estos minerales se da como relleno de fracturas en oquedades y como reemplazamiento masivo, se subdividen en:

Tipo IIA. Esta zona está caracterizada por una completa decarbonatización cuya mineralogía consiste de caolín pirita dickita y Alunita; este tipo de mineralización coincide con el Tipo IA en posición.

Tipo IIB. Emplazado en chert negro y conformando zonas de “Roca Sulfurosa” presentan importantes valores de Cu, Ag, Bi, Zn y Pb; este tipo se encuentra en las partes más distales del núcleo de Cu y coincide en posición con el tipo IB.

Tipo III (Zona de metales base: Zn, Pb, Ag). Es el halo más externo de mineralización que por su volumen es de mayor importancia económica, se encuentra emplazada en rocas dolomíticas y en menor proporción en niveles de chert negro. Entre los minerales de mena tenemos Sl y Gn; Presentándose como relleno de fracturas y muchas veces llegando a constituir zonas de

reemplazamiento masivo, como minerales secundarios tenemos la Anglesita, Cerusita y Smithsonita todas ellas presentes en la zona de alteración supergénea.

Alteraciones

La alteración supérgena está representada por la oxidación, también ocurre en las paredes de antiguas labores subterráneas entre las principales alteraciones tenemos:

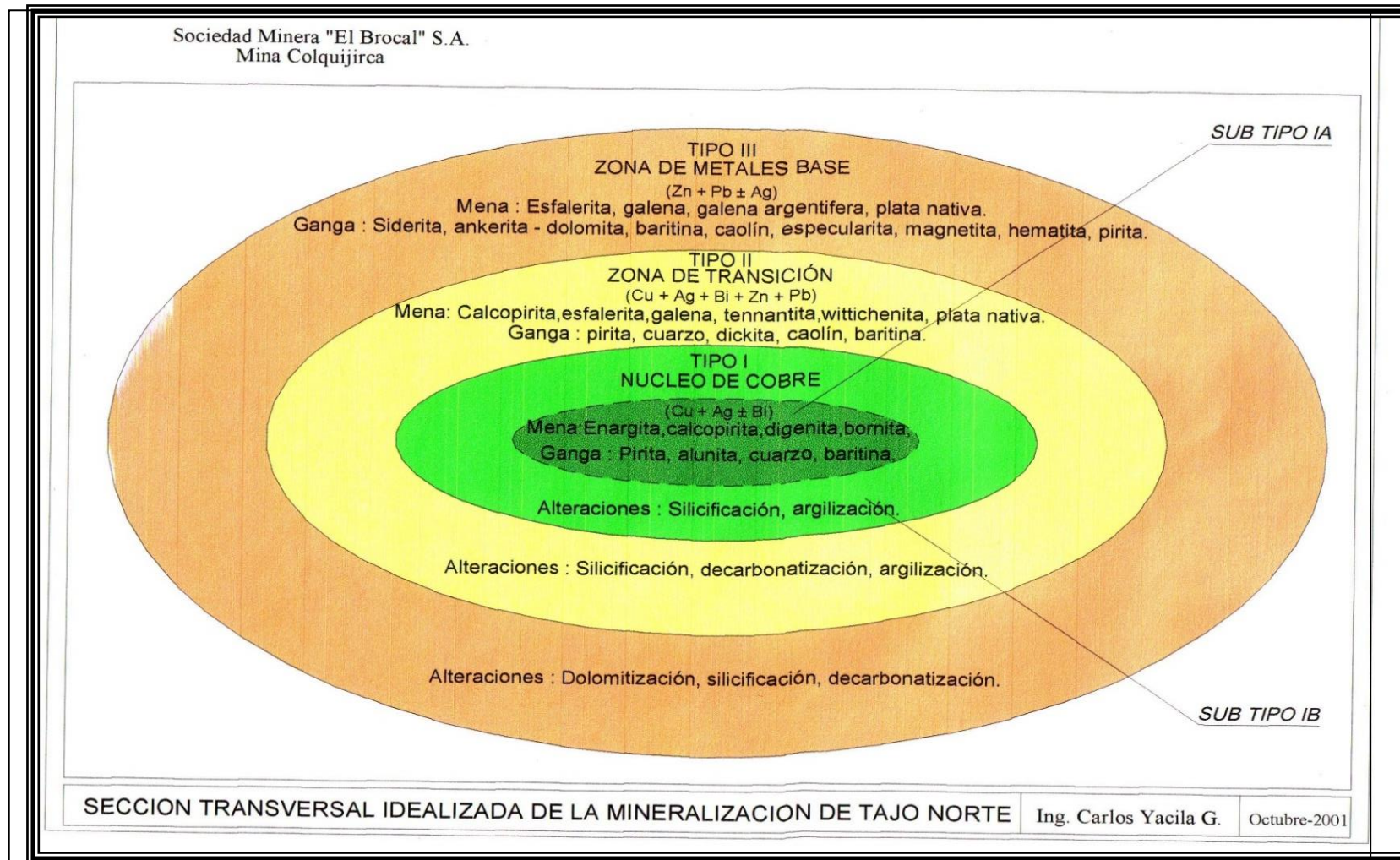
- Silicificación. Presente en casi todo el Yacimiento principalmente en el núcleo de Cu, donde la Silicificación es avanzada en donde ciertos tramos presentan un avanzado brechamiento.
- Dolomitización. La intensidad de esta alteración va disminuyendo hacia los límites más externos; las zonas con esta alteración frecuentemente suelen presentar Siderita botroidal relleno de cavidades y fracturas.
- Argilización. Representado por el ensamble Caolín + dickita y Caolín – Alunita principalmente en el núcleo de cobre acompañado de enargita – pirita, esta alteración es típica en la zona de transición y menos común en la zona de metales base. Las rocas afectadas por esta alteración presentan colores claros bastante blandos, salvo en aquella en donde está presente una Silicificación avanzada a moderada (núcleo de Cu).

Zona de alteración supergénea, formación de sulfatos

- Decarbonatización. La roca resultante por este tipo de alteración presenta una apariencia detrítica y colores que varían entre gris a gris claro. Estas zonas de decarbonatización se ubican usualmente en las zonas de transición y también en las zonas de metales base.
- Oxidación. Es de naturaleza supérgena y, por consiguiente, más desarrollada cuando la estructura mineralizada, se encuentra en o cerca de la superficie.

La percolación de aguas meteóricas origina la formación de óxidos, hidróxidos, sulfatos y carbonatos.

Figura 5 *geología económica*



Fuente: Área de geología

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Sera posible optimizar la recuperación de pilares del método de explotación sublevel stoping en la zona Marca Punta Norte de la Sociedad Minera El Brocal S.A.A. con el rediseño de la malla de perforación y voladura?

1.3.2. Problemas específicos

- a) ¿Sera posible optimizar la recuperación de pilares con una evaluación geomecánica para la malla de perforación y voladura en el método de explotación sublevel stoping de la zona Marca Punta Norte en la Sociedad Minera El Brocal S.A.A.?
- b) ¿Sera posible optimizar la recuperación de pilares con un nuevo diseño de la malla de perforación y voladura en el método de explotación sublevel stoping de la zona Marca Punta Norte en la Sociedad Minera El Brocal S.A.A.?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Optimizar la recuperación de pilares del método de explotación sublevel stoping en la zona Marca Punta Norte de la Sociedad Minera El Brocal S.A.A. con el rediseño de la malla de perforación y voladura.

1.4.2. Objetivos específicos

- a) optimizar la recuperación de pilares con una evaluación geomecánica para la malla de perforación y voladura en el método de explotación sublevel stoping de la zona Marca Punta Norte en la Sociedad Minera El Brocal S.A.A.

- b) optimizar la recuperación de pilares con un nuevo diseño de la malla de perforación y voladura en el método de explotación sublevel stoping de la zona Marca Punta Norte en la Sociedad Minera El Brocal S.A.A.

1.5. Justificación de la Investigación

La aplicación de nuevos diseños en el ciclo de explotación a tajo abierto como parte de todo el conjunto de los procesos mineros, toda empresa minera se encuentra en una mejora continua para innovar en forma constante la recuperación de sus reservas, implementando nuevas técnicas y métodos tal que mejoren la producción de mineral en tonelaje, leyes y controles del macizo rocoso. Esto es posible gracias a la aplicación de nuevos diseños de bancos en el tajo abierto que hace posible mejorar la producción del mineral que también garantice una mejor ley del mineral, finalmente tener una eficiencia en la productividad del mineral.

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo evaluar técnicamente la aplicación de un nuevo diseño de doble banco. Así tener una nueva opción que permita mejorar la producción, el control del talud del tajo abierto y la ley de mineral; ya que en la actualidad con el diseño del talud que se explota no se cumple con el tonelaje requerido a la capacidad del pad y no se recupera en su totalidad del mineral insitu. Así mismo el presente trabajo sirva como modelo y bibliografía de información para el análisis de otras empresas mineras y como de otras investigaciones.

1.6. Limitaciones de la investigación

Para el proceso y desarrollo de la presente investigación los representantes del área de operaciones mina está facilitando la información pertinente, los

requerimientos necesarios para cumplir los objetivos del trabajo. Una limitación es el tiempo de seguimiento a los procesos del nuevo diseño de doble banco, ya que por el contrato de la estadía en la mina es temporal esto no permite evaluar y optimizar el diseño.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

a) Antecedentes nacionales

- **Hinostroza, E. (2019).** En su investigación “Implementación de malla de perforación y voladura de taladros largos para evaluar los costos operativos en el método de explotación sublevel stoping en la mina subterránea Marcapunta Sur-El Brocal”, de la Universidad Continental, concluye que menora el costo de la perforación y voladura si se utiliza una broca de 89 mm. de diámetro en relación con la broca de 64 mm. que se estaba utilizando; también analiza que se tiene un costo de perforación y voladura a 5,800 US\$/G., con el costo total de 0.40 US\$/T., que no incluye la utilidad de costos directos y gastos administrativos y el total de la perforación es 1.06 US\$/T. estadísticamente representa un 13%. Para las brocas de 89 mm., obtiene resultados significativos para la malla nueva con el único objetivo de mejorar el costo total llegando a un 10%; Finalmente concluye que la broca de 64 mm representa un costo

promedio mensual de 323,438 US\$/ ML en pérdidas.

- **Campos, D. (2017).** En su investigación “Aplicación del tajeo por subniveles con taladros largos para optimizar recursos en la mina Caridad, Compañía Minera Huancapeti S.A.C.” de la Universidad
- **Nacional “Santiago Antúnez de Mayolo”** de Huaraz; analiza que el minado del método de tajeo por subniveles con taladros largos es adaptable implementando equipos mecanizados, de tal manera obtener tajos con alta producción, estimando 100 toneladas/hombre-guardia en promedio. Concluye finalmente que con una nueva perforación y voladura en el método de taladros largos sus costos operativos son de 20.73 US\$/T., considerando la perforación, voladura, sostenimiento, transporte y + 10% del costo administrativo, todos ellos se encuentran incluidos.

b) Antecedentes internacionales.

- **Cárdenas, H. (2019).** En su investigación “Análisis del diseño de explotación mediante el sistema Sublevel Stopping para el proyecto minero Loma Larga” de la Universidad de Azuay-Ecuador, El proyecto Loma Larga está ubicado dentro de la parroquia rural de San Gerardo, en la provincia del Azuay. Es un yacimiento con un cuerpo mineralizado de enormes dimensiones, con contenidos de Au, Ag, Cu; como mena principal el Au. Para el proceso del proyecto el autor plantea utilizar el método de explotación sublevel stopping. Concluye en su trabajo que es el sistema que va generar mayor producción en comparación a otros métodos de explotación, llega a la conclusión después de haber analizado las características mecánicas y físicas del cuerpo mineralizado del

yacimiento. Finalmente define el uso del método de explotación de taladros largos, que va permitir recuperar un alto porcentaje en un tiempo más corto de vida útil; para el proyecto calcula un promedio de 13 años, con una producción de 3.100 toneladas por día.

- **Espeche, M. (2022).** En su investigación “Reducción de Costos Operativos en Mina Farallón Negro – Optimizando Estándares de Perforación & Voladura en Desarrollo – Preparación” de la Universidad Nacional de Catamarca – Argentina. Actualmente se explota la veta encuentro, utilizando el método de taladros largos. El trabajo tiene como objetivo de reducir los costos de perforación y voladura con el análisis de diagramas de perforación, para mejorar la eficiencia y disminuir los costos operativos, en la mina Farallón Negro. Primero, realiza el análisis de diseños de perforación, carga y voladura como base de relación, asimismo hace un seguimiento del proceso de perforación, luego realiza 19 muestras con los diagramas propuestos en Basales para diferentes secciones y tipo de roca, modificando los diagramas de perforación de base, factores de carga y secuencia de salida. Finalmente realiza el análisis de los resultados de las pruebas realizadas, como el rendimiento, el avance, sobre excavación, proyección y fragmentación. También hace un análisis económico, determinando el ahorro anual que se obtiene con la aplicación de los diagramas propuestos en un 11% de los valores iniciales.

2.2. Bases teóricas - científicas

2.2.1. Minado por Subniveles con Taladros Largos

El tajeo por subniveles Sublevel stoping, Blasthole o Longhole Stoping con taladros largos; es un método de minado de alta producción aplicable a cuerpos o vetas extensos, de buzamiento casi vertical y geometría regular que

poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádicos o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad.

Este método posee una fuerte inversión en la etapa de preparación, aunque dicho costo es compensado por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral. Dicho método no es selectivo, por lo que la geometría del cuerpo debe ser regular y bien definida.

La perforación de taladros es ejecutada con máquinas perforadoras de taladros largos. El uso eficiente de voladuras a gran escala hace del tajeo por subniveles uno de los métodos de minado subterráneo de más bajo costo.

El sistema del cono es una variante del método tradicional de tajeo por subniveles: no se construyen drawpoints o ventanas de extracción perpendiculares al rumbo de la veta en desmonte sino la veta se divide verticalmente a través de subniveles longitudinales al rumbo de la veta y se desarrolla un subnivel principal por encima de la galería inferior que sirva como drawpoint o labor de acarreo, pero en mineral. La secuencia de explotación es en retirada, disparando bloques de mineral en forma de escalera; en última instancia se dispara el puente de mineral entre la galería inferior y el subnivel principal.

Este método es conocido también con el término Sublevel Stopping, es una aplicación de los principios de la voladura de banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas, consiste en el arranque del puente entre dos niveles de perforación en sentido descendente y ascendente. El sistema establece un único nivel base, nivel de extracción para varios subniveles superiores. El mineral disparado cae por gravedad, siendo recepcionado en la zanja preparada para este efecto y posteriormente recuperado y transportado.

Generalmente cuando los cuerpos mineralizados presentan grandes dimensiones, éstos se dividen en dos o más tajos para evitar el colapso o desprendimiento de las cajas, de estas formas se dejan pilares de mineral insitu, el que sirve de soporte para las cajas. Estos pilares pueden ser recuperados, parciales o totalmente al final de la explotación, ya que, en esta fase existe menor riesgo de crear condiciones de inseguridad para el personal. Existen dos variaciones en este método:

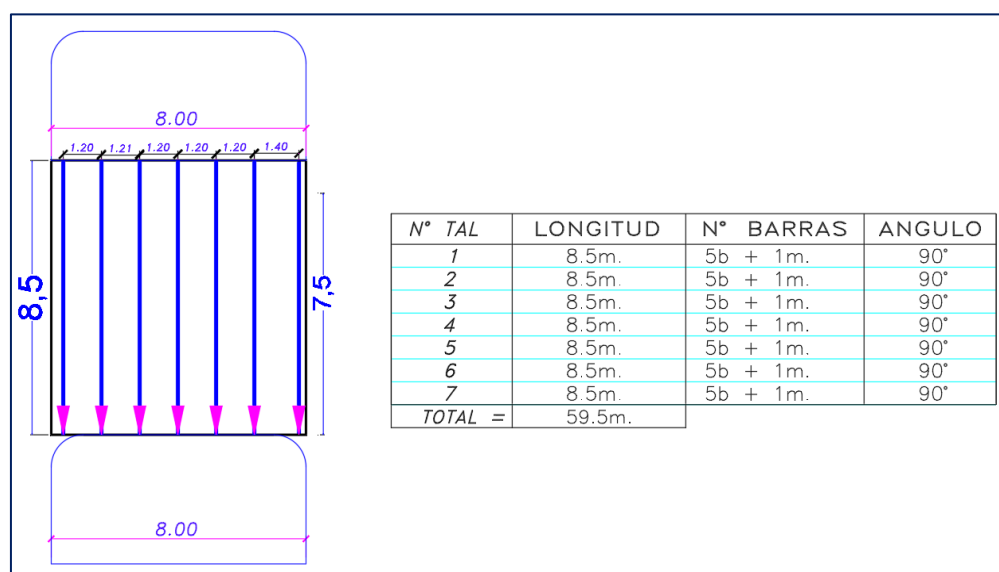
- El método taladros paralelo.
- El método taladros en abanico.

A. Método taladros en Paralelo

Es ventajoso emplear este sistema en yacimientos verticales de buena potencia. Las operaciones de perforación en subniveles, se realiza exclusivamente por medio de taladros largos en paralelo usando barras de extensión para lograr una profundidad apropiada.

Una vez abierta la rosa frontal del nivel inferior para empezar el arranque, se comienza la perforación del subnivel más bajo antes de perforar los taladros largos paralelos se ensancha el subnivel a todo el ancho minable; luego se inicia con la perforación en forma descendente. La voladura se comienza por abajo y se realiza en orden ascendente o lateralmente con salida a una cara libre; la distancia entre los subniveles puede variar hasta los 60 metros, dependiendo de la desviación de los taladros.

Figura 6 Taladros en Paralelo Negativos



Fuente: Área de producción

B. Método taladros en abanico

El sistema es aplicable en yacimientos sub verticales (70° a 90°), con cajas o hastiales con buenas características geomecánicas. Una vez extraído el mineral, quedan cámaras abiertas de grandes dimensiones.

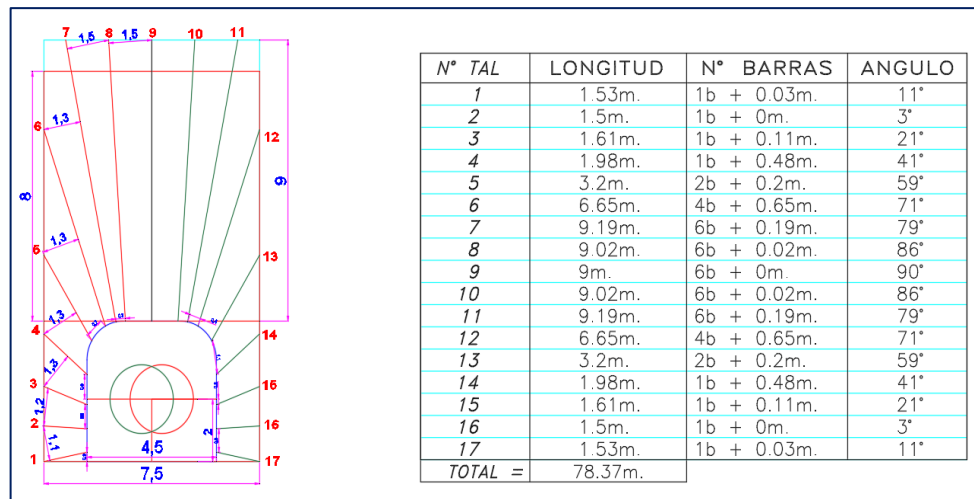
La perforación en forma de abanicos, se realiza desde las galerías de preparación de los subniveles con barras ascendentes, descendentes hacia ambos lados, cuyas longitudes se adaptan al contorno de la mineralización. Para disminuir los altos costos por labores de preparación, se intenta que los taladros tengan una gran longitud.

Inicialmente se construye una chimenea (creando una cara libre) y posteriormente se disparan los taladros próximos, para abrir la cara libre a todo el ancho del tajeo, luego se disparan las filas en producción.

Se utiliza voladuras controladas en los límites de los tajos para reducir los riesgos por caída de rocas. Los diámetros de las brocas para este tipo de método varían entre 51 a 64 mm, la separación entre secciones de perforación

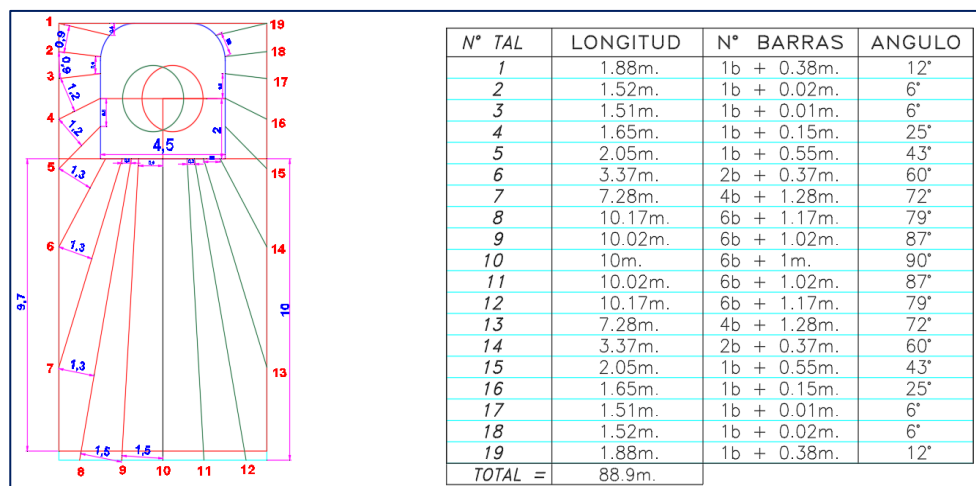
oscila entre 1.2 y 1.8 m. El emboquillado, orientación y desviación de los taladros, son algunas de las condiciones operativas para obtener buenos resultados. Por ello, es necesario emplear sistemas de orientación y accesorios especiales y no perforar taladros con longitudes mayores a 25m.

Figura 7 Taladros en Abanico Positivos



Fuente: Área de producción

Figura 8 Taladros en Abanico Negativos



Fuente: Área de producción

2.2.2. Descripción del manto mineralizado Marca Punta Norte

En Marcapunta Norte, el manto mineralizado tiene altura entre 4 a 30 metros, la longitud varía entre 120 a 150 metros, el ancho varía entre 100 a 140

metros, los hastiales tienen un RMR entre 40 y 50, la mineralización presenta un RMR entre 40 y 55, el mineral tiene un peso específico de 3.20, mientras el desmonte tiene un peso específico de 2.60.

La mineralización es estratiforme, tanto en los "Mantos Mineralizados", que se emplazan en la unidad superior del Horizonte prospectivo y las "Brechas Mineralizadas" que se ubican en la unidad inferior del mismo horizonte, la mineralización de Cu es más importante que el Au; el Cu se encuentra como enargita y luzonita, es decir con altos contenidos de As. La mena consta de un reemplazamiento masivo de sulfuros y relleno de espacios abiertos, con ensamble de chertpirita – enargita - (luzonita) – alunita - caolinita, con menor proporción de covelita, bornita y trazas de Au nativo. La pirita es más o menos el 90% del total de los sulfuros, suele ser semi-masiva a masiva en las zonas mineralizadas y se presenta hasta en tres generaciones. La pirita 1, fina, masiva, penetrante, se presenta como reemplazamiento selectivo de niveles calcáreos en los "Mantos Mineralizados" o como matriz de los conglomerados, brechas sedimentarias e hidrotermales y eventualmente reemplazando algunos clastos de las denominadas "Brechas Mineralizadas". La pirita 11, es cristalizada, menos frecuente, aparentemente post-chert, se presenta como relleno de espacios abiertos y es predecesora del relleno de enargita con cuarzo. La pirita 111, es posterior a la enargita y se presenta como aureolas alrededor de ésta. La enargita junto con su polimorfo luzonita, constituye el mineral económico de Cu, se presentan como grandes cristales fibrosos que reemplazan también algunos niveles sedimentarios, o van rellenoando espacios abiertos y vetillas; al microscopio, se ve reemplazando a la pirita. La covelita aparentemente hipógena, muy fina, se asocia a calcopirita y parece ser una fase tardía en la secuencia paragenética; El oro nativo, es escaso

y tiene una granulometría muy fina -entre 4 y 10 μ m - y se asocia a enargita y tenantita, se presenta como inclusiones o rellenando cavidades, también es tardío en la paragénesis.

2.2.3. Parámetros para el diseño de perforación y voladura

1. Calidad de la roca

Para el diseño de malla de perforación y voladura se considera la calidad de roca, se considera:

- Propiedades físicas, como la porosidad, abrasividad, dureza, tenacidad, grado de alteración.
- Densidad, relación de la masa y el volumen de la roca, varían de 1.1 a 4.2.
- Tenacidad, resistencia que opone un mineral a ser triturado.
- Dureza, resistencia del material para resistir la penetración de otro cuerpo.
- Porosidad, pequeños espacios abiertos rellenos por soluciones acuosas de una roca más frágil.
- Abrasividad, roca granulada, actúa sobre otro material que logra su desgaste.
- Grado de alteración, la meteorización física produce la fracturación y disgregación de la roca de nuevas discontinuidades.
- Resistencia a la compresión simple o uniaxial de una roca (RCS), determina el criterio de rotura y el comportamiento geo mecánico de un macizo rocoso.
- El macizo rocoso puede ser discontinuo, anisótropo y

heterogéneo a veces presentan discontinuidades que afectan al medio rocoso, mecánicamente el macizo rocoso se considera como una resistencia a la tracción nula en la estructura.

2. Parámetros del Explosivo

Es muy importante conocer la propiedad del explosivo son variables, se determinan mediante cálculos, las empresas fabricantes tienen la información técnica del explosivo.

Estos parámetros son físicos y químicos como la velocidad de detonación (VOD), densidad, potencia relativa, transmisión, simpatía, resistencia al agua, energía del explosivo, volumen normal de gases, presión de taladro y control de humos.

3. Parámetros de Carga

El parámetro de carga es variable controlable en el momento del diseño de lamalla de perforación y voladura, se considera la abertura del taladro, extensión del taladro, factor de carga, confinamiento, acoplamiento, dimensión lineal de carga, calidad y espacio del cebo, cantidad de energía, intervalos de detonación de carga.

4. Numero de Taladros

El número de taladros en una voladura se determina principalmente por el tipo de roca a triturar, grado de confinamiento, dimensión de la fragmentación del producto y la dimensión de las brocas; son parámetros que determinan la malla de perforación con mayor o menor cantidad de taladros, se utilizan modelos matemáticos o software. También determinan las propiedades de explosivo y la iniciación a emplear.

- Esencialmente la calidad de roca permite diseñar la cantidad de taladros en una malla de perforación, la roca puede ser de muy dura o muy frágil, es muy variable las condiciones de la malla, conociendo las propiedades de la roca se determina la cantidad de taladros.
- La dimensión de la fragmentación de la explotación del yacimiento, se determina por la capacidad del equipo, de la planta concentradora que van a variar el grado de la roca fragmentada; para explotaciones subterráneas el grado es más pequeña en comparación con la explotación superficial el grado de fragmentación es mayor. Como consecuencia, la malla de perforación va a variar con la cantidad de taladros.
- El confinamiento para el diseño de la malla de perforación se considera el grado de confinamiento de la roca representada por el número de caras libres, en una labor subterránea se cuenta con una sola cara libre la roca ofrece mayor resistencia para la voladura y en labores superficiales la roca se encuentra menos confinada ofrece menor resistencia por tener más caras libres por lo tanto se diseña menor cantidad de taladros en la malla.
- El diámetro de perforación de la broca. Es altamente importante, a mayor diámetro de broca se va diseñar menor cantidad de taladros y a menor diámetro broca se determina mayor cantidad de taladros, este diámetro está en función a las características de la roca.

Se determina el número de taladros aproximado con el uso del

siguiente modelo matemático.

$$N^{\circ} \text{ tal} = 10 \times \sqrt{(A \times H)}$$

Donde:

A: ancho de labor

H: altura de labor de manera más precisa con el siguiente modelo

$$N^{\circ} \text{ tal} = (P/dt) + (C \times S) \text{ Donde:}$$

P: perímetro de la labor (m).

dt: distancia de taladros (m).

C: constante de roca (m).

S: área de la labor (m²).

$$P = 4\sqrt{A}$$

5. Cantidad de Carga

Se considera los kilogramos de explosivo que se determina por la tenacidad de la roca y la dimensión de la labor, la cantidad de carga varia por el diámetro, cantidad y profundidad de los taladros, asimismo por las propiedades del explosivo e iniciadores, es menor la cantidad de explosivo por metro cubico a fragmentar, cuando es mayor la sección del túnel, aumenta la cantidad de carga y cuanto más dura sea la roca.

Generalmente se considera un factor medido en kilogramos de explosivos por metro cúbico de roca fragmentada. En minería el consumo de explosivo varía entre 255 a 950 g/m³.

6. Concentración de carga lineal del explosivo

Los taladros próximos al taladro de expansión se carga el explosivo con sumo cuidado, una concentración de poca carga no

provoca la trituración en la roca. Asimismo, una carga excesiva produce un lanzamiento de alta energía en la roca triturada al lado opuesto del taladro de expansión con una velocidad que esta se compacta o congela y no se desplaza a través de la cavidad del taladro vacío.

7. Distancia entre Taladros

Se calcula por el resultado del modelo matemático considerando el área del frente a volar. Varía de 61 a 89 cm. y de 51 a 69 cm., esto mejora la perforación y menora la sobre rotura, en el perfil se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para que el contorno se mantenga con la misma dimensión de la sección.

2.3. Definición de términos básicos

Cuerpos

Son conocidos también con el nombre de ore bodies, son depósitos irregulares, es decir que no tienen forma ni tamaño definidos, son derivados por reemplazamiento de sulfuros económicos. Las bolsonadas, como también se les llama, pueden estar aislados o constituir un rosario varios depósitos de forma y dimensiones diversas.

Vetas

Es una fractura de la corteza terrestre que aloja sustancias minerales metálicas y ganga, como consecuencia de la precipitación de las soluciones hidrotermales. Las vetas son generalmente de forma tabular con gran superficie y un espesor relativamente pequeño.

Mantos

Son yacimientos de forma tabular más o menos horizontales, que se han formado entre dos capas, es decir que son depósitos minerales interestratificados.

Filón

Cuando un manto tiene un ángulo de inclinación mayor 30° ofrece el aspecto de verdadera veta y en este caso recibe el nombre de filón capa.

Diseminaciones

En este tipo de depósitos los granos de mineral están esparcidos dentro de la masa rocosa, muy raras veces las especies metálicas llegan a formar concentraciones importantes dentro de las rocas.

Método de explotación

Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para la explotación de una mina.

Planeamiento

Acciones preparatorias, para llevar a cabo todo el trabajo en la mina con el fin de extraer el mineral durante un año calendario.

Buzamiento (DIP)

Es el Angulo de la veta, estrato o manto que forma con respecto a la horizontal y se mide en un plano vertical.

Caballo

Es la zona estéril de considerable tamaño que se presenta dentro de la veta generalmente del mismo material de las rocas encajonantes.

Caja piso

Es la roca que se encuentra debajo de la veta.

Caja techo

Es la roca sobre el lado superior de una veta inclinada.

Es todo material estéril que no posee valor económico.

Ganga

Zona no valiosa del mineral que está asociada a la parte con buena ley.

Este concepto es relativo puesto que varía de acuerdo con el tiempo, las cotizaciones y la ley del mineral.

Hilos

Vetillas de mineral muy delgadas que se cruzan entre sí.

Lentes

Es el yacimiento de forma lenticular cuya potencia disminuye hacia su contorno. El largo de los lentes es de decenas de metros.

Mena

Parte más valiosa del mineral a partir del cual se puede obtener económicamente uno o más metales.

Mineral

Materia inorgánica de origen natural que compone la corteza terrestre, posee un valor económico y constituido por 2 elementos: La mena y la ganga. También es una materia inorgánica.

Minería

Parte de la industria que se ocupa de la búsqueda, extracción, beneficio y venta de los minerales y rocas de rendimiento económico.

Potencia

Espesor o ancho de un yacimiento mineralizado que se mide perpendicular a las cajas.

Rumbo (strike)

Es la orientación de la veta, estrato o manto inclinado con relación al norte magnético y se mide en un plano horizontal.

Yacimiento de mineral

Compuesto de uno o más minerales que contiene sustancias metálicas aprovechables cualquiera que sea su tamaño o la forma que presenta el conjunto.

Iniciación

Acto de detonar un explosivo por medio de un detonador o cualquier otro accesorio.

Diámetro crítico

Diámetro mínimo mediante el cual puede detonar una carga explosiva. A veces se agregan finamente disperso para reducir el diámetro crítico de un explosivo.

Factor de carga

Expresado en kilogramos de explosivo utilizado para fragmentar un metro cúbico de roca estéril. El factor de carga tiene como unidades de kg/m^3 .

Granulometría

Dimensión de la roca o mineral fragmentado, producto de una voladura diseñada con objetivos de transporte o tratamiento metalúrgico.

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Con el rediseño de la malla de perforación y voladura se optimiza la recuperación de pilares del método de explotación sublevel stoping en la zona marca punta Norte de la Sociedad Minera El Brocal.

2.4.2. Hipótesis específicas

- a) Con la evaluación geomecánica para la malla de perforación y voladura se optimiza la recuperación de pilares del método de explotación sublevel stoping en la zona marca punta Norte de la Sociedad Minera El Brocal.
- b) Con un nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se optimiza la recuperación de pilares del método de explotación sublevel stoping en la zona marca punta Norte de la Sociedad Minera El Brocal.

2.5. Identificación de variables

- **Variable Independiente**

X: rediseño de la malla de perforación y voladura del método sublevel stoping en la zona marca punta Norte de la Sociedad Minera El Brocal.

- **Variables Dependientes**

Y: optimizar la recuperación de pilares del método de explotación sublevel stoping en la zona marca punta Norte de la Sociedad Minera El Brocal.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Tabla 3 Operacionalización de variables

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES	
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Rediseño de la malla de perforación y voladura del método sublevel stoping en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.	Para un buen rediseño de la malla de perforación y voladura primeramente se tiene que realizar una evaluación geomecánica de las características del pilar y luego realizar el análisis del nuevo diseño de una nueva malla en la perforación y un cambio de carga explosiva para la voladura para lograr optimiza la recuperación de pilar	Evaluación geomecánica	Calidad de roca	RMR
				Densidad de roca	gr./cm ³
				Dureza de la roca	Escala de Mohs
				Factor de seguridad	Adimensional
			Diseño de la malla de perforación	Burden	m.
				Espaciamiento	m.
				Perforación	Abanico paralelo
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Optimizar la recuperación de pilares del método sublevel stoping en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.	Cuando se realiza una evaluación geomecánica del macizo rocoso y a partir de estos resultados se diseña una malla de perforación y voladura con el objetivo de lograr una óptima recuperación de pilares de un método de explotación de minerales muchas veces se logra optimizar la producción de las toneladas de mineral como también la dilución del mineral, en una recuperación de pilares.	Dimensión del pilar	Longitud	m.
				Altura	m.
				Profundidad	m.
			Recuperación del pilar	Produccion	m ³ .
					Tn.

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

El presente trabajo de investigación es de carácter APLICATIVO, conforme a los propósitos de la investigación se encuentra dentro del aplicativo, cuantitativo.

Esto por que en desarrollo del trabajo se considera resultados dentro un método de explotación y valores en optimización de una operación. Se considero la siguiente secuencia.

A. Etapa de gabinete

Se investigó, organizó y recolectó la información necesaria.

B. Etapa de campo

Se hizo la toma de datos.

Se hizo la evaluación geomecánica.

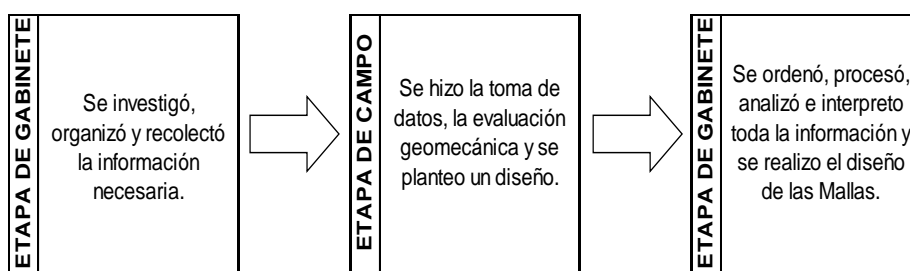
Se planteó un diseño.

C. Etapa de gabinete

Se ordenó, proceso, analizo e interpreto toda la información.

Se realizó el diseño de las Mallas.

Figura 9 *Secuencia de la investigación*



Fuente: Elaboración propia

3.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación por este procesamiento se considera un nivel de investigación correlativa y explicativa, ya que para la discusión de los resultados se definen todos los resultados mediante la interpretación que definen el objetivo del estudio.

3.3. Métodos de Investigación

Con el fin de abordar todos los factores que intervienen en el problema planteado, se empleó los siguientes métodos descriptivo, inductivo, deductivo, análisis, síntesis. Para poder demostrar los objetivos planteados

3.4. Diseño de Investigación

El diseño que se utilizó en la investigación será por objetivos, conforme al esquema siguiente:

OG = Objetivo general

HG = Hipótesis general

CG = Conclusión general

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

La población está constituida por todos los tajos en explotación, en la zona Marca Punta Norte y Sur de sociedad minera el Brocal S.A.A.

3.5.2. Muestra

Como muestra se tomó 6 Pilares, ubicados en la Zonas Norte y Sur de los tajos en explotación por el Método Sublevel Stopping, a partir de ello es donde se realizó toda la investigación y se consideró todos los datos necesarios para el rediseño de la malla de perforación y voladura.

3.6. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos

➤ Técnicas empleadas

✓ Búsqueda de información

Se compila la información de proyectos antecesores de diseños de perforación y voladura de tajos que mejoren la producción.

✓ Observación de campo

Se realizó observaciones en los tajos de producción de la muestra en forma directa en los resultados de la propuesta del diseño de perforación y voladura y resultados de los eventos anteriores.

✓ Fuente bibliográfica

Se visitó las bibliotecas para la búsqueda de textos de proyectos anteriores para tener una mejor información referente a propuestas de diseños de perforación y voladura para mejorar la producción de tajos.

➤ Instrumentos de recolección de datos

✓ Materiales

- Plano geo mecánico nivel 4137

- Plano geo mecánico nivel 4200
- Plano de las zonas de minado de S.M. el Brocal
- Informe de reservas de mineral zona Norte
- Informe de la eficiencia operativa 2022
- Informe de reservas de mineral año 2022
- Información de la clasificación geomecánica
- Plano de la rampa de ingreso y salida zona Marca Punta Norte

✓ **Equipos**

- Laptop
- Material de vibración
- Material de gases
- Elementos de medición
- Cámara fotográfica
- Kit de control cronómetro, cartillas.

✓ **Software**

- Excel

3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

La data de campo registradas en el proyecto es de reportes tomados en tiempo real en los tajos considerados en esta investigación. Los resultados del diseño propuestos en la perforación y voladura y resultados de la producción se validan a través de la interpretación de los datos clasificados de los tajos de la minera El Brocal que fueron coordinados paralelamente con el área de producción.

Es veraz todo dato del proyecto, porque la recolección fue en la zona de operación. Todo resultado y conclusión de la tesis fue coordinado con el área de planeamiento de la empresa.

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Para la clasificación y el análisis de la data de campo se utiliza la aplicación del Microsoft Excel, agrupando los valores obtenidos y resultados que se presentan en tablas y gráficos estadísticos para luego interpretar.

3.9. Tratamiento estadístico

La información del proyecto se clasifica, agrupa, se analiza e interpreta mediante la estadística descriptiva que luego se representa en histogramas y otros gráficos estadísticos en Microsoft Excel y el software de SPSS.

3.10. Orientación ética filosófica y epistémica

En el desarrollo del proyecto en toda su integridad y el mérito de todo el proceso se consideró los principios de la ética profesional y los valores, con datos concluyentes bajo el fundamento científico y profesional que toda investigación se debe procesar. El presente proyecto es el resultado de mi experiencia laboral en la minera El Brocal.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

En el proceso de la toma de información y las observaciones del diseño de la malla de la perforación y voladura y del nuevo diseño propuesto se ha llegado a consolidar lo siguiente

4.1.1. Método de explotación sub level stoping

a. Generalidades del método

En la aplicación de este método es importante tener en cuenta las siguientes consideraciones:

- Alta mecanización.
- Paredes estables.
- Se requiere alta precisión en el diseño de la malla de perforación.

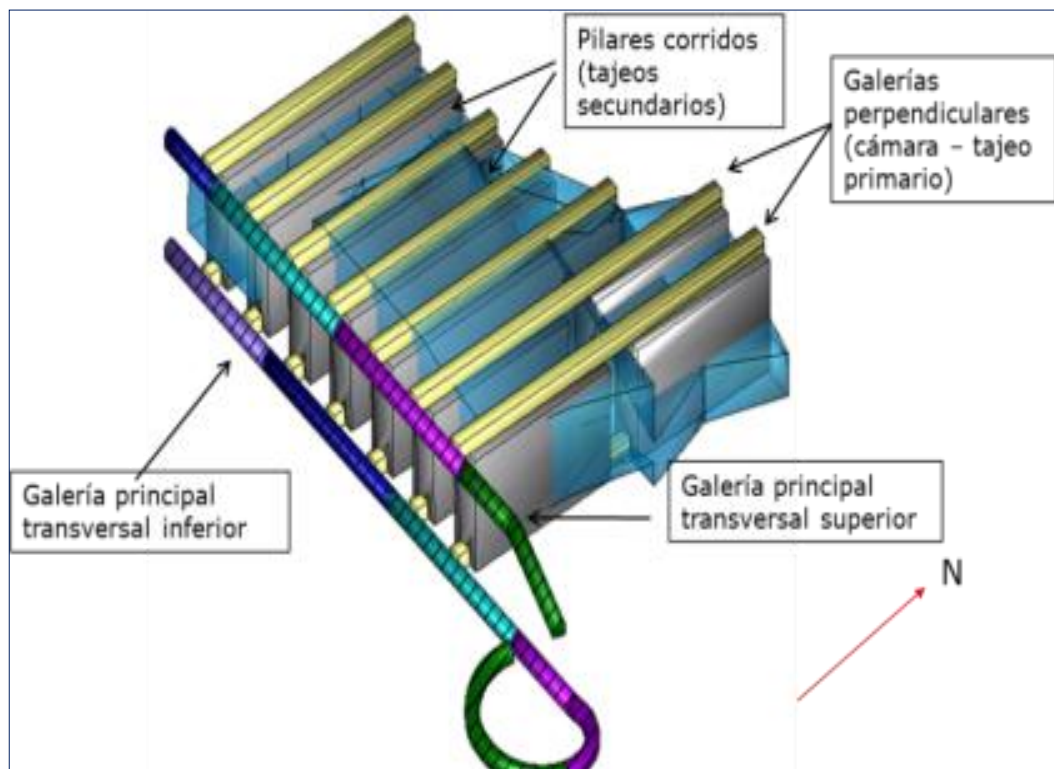
Para Marca Punta Norte se considera la factibilidad de aplicación del método, ya que las condiciones naturales del yacimiento son favorables para su aplicación.

b. Diseño e infraestructura

Se contempla la construcción de labores desarrollo en desmonte, chimeneas de ventilación, rampas de acceso solo al piso del cuerpo mineralizado con secciones de 4.0 x 4.0 metros, construcción de un subnivel de ataque de 4.0 x 4.0 m de sección que interseca el cuerpo mineralizado en forma equidistante y la corta de caja a caja. Dentro del cuerpo mineralizado y a partir del subnivel se avanzan galerías transversales a éstas y paralelas entre sí de sección de 4 x 4 metros y espaciadas de acuerdo al dimensionamiento de los tajos de cada sector, y con los pilares escudos de protección para no afectar la estabilidad de las galerías de extracción.

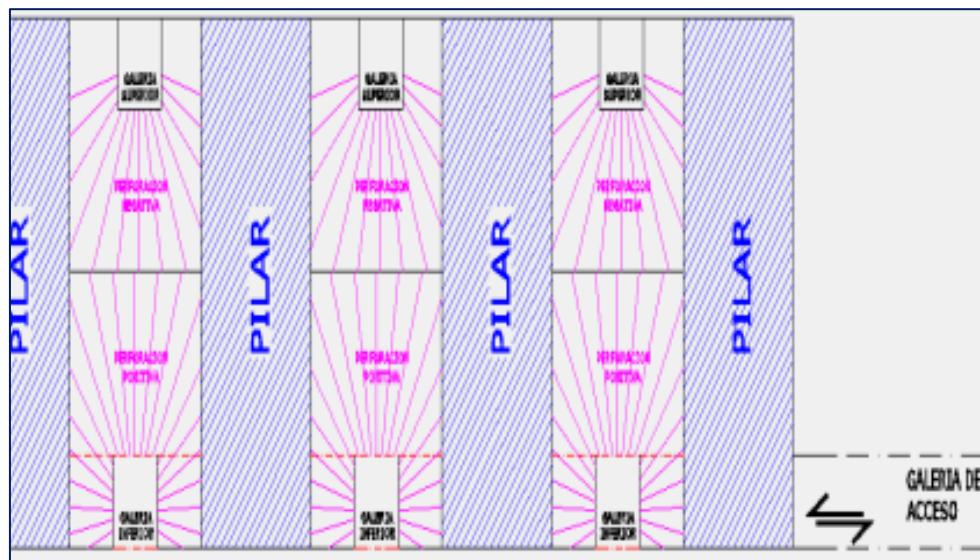
Una vez terminadas las galerías en la base del cuerpo se construye una chimenea VCR que nos sirve como cara libre para la construcción del slot, a partir de las galerías se realizan las operaciones unitarias de perforación radial ascendente, taladros pasantes paralelos, la voladura, la limpieza y carguío de mineral y finalmente el transporte de mineral.

Figura 10 Vista Isométrica tajeo por subniveles con pilares corridos



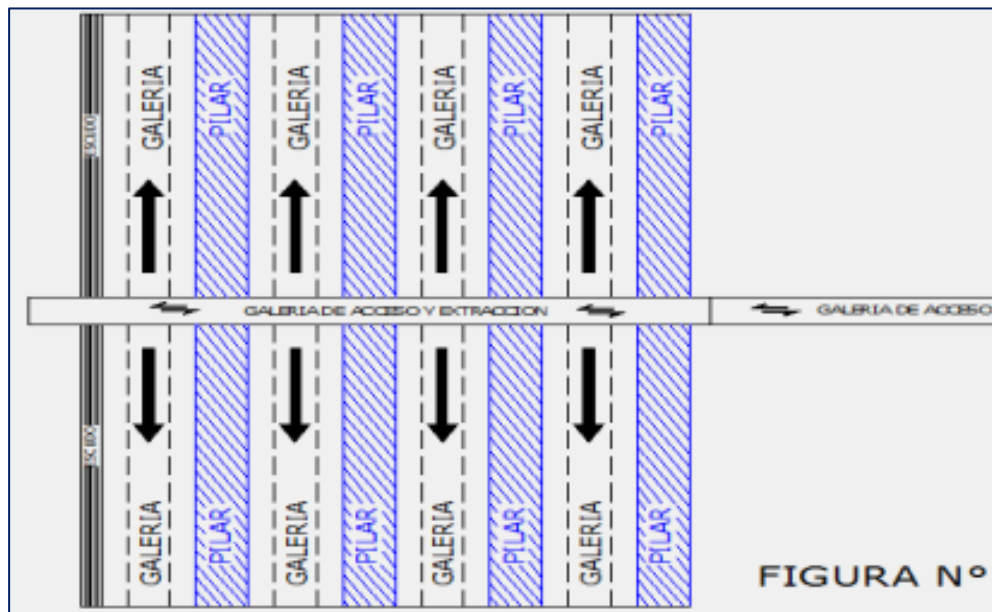
Fuente: Área de producción

Figura 11 Vista en perfil de tajos por subniveles con pilares corridos



Fuente: Área de producción

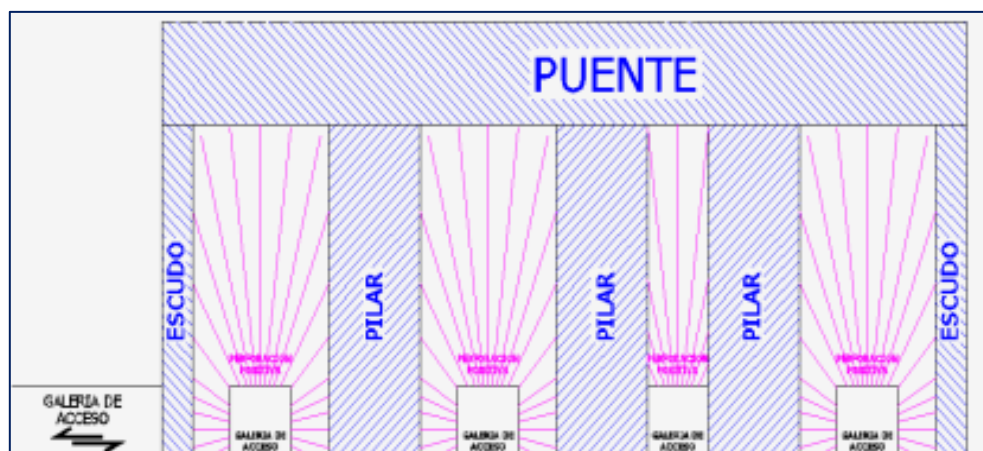
Figura 12 Vista en planta de tajos por subniveles con pilares corridos



Fuente: Área de producción

Las zonas donde se plantea dejar un pilar puente son aquellas donde hay minado con utilización del método de “Cámaras y Pilares Cuadrados” en la parte superior. En la siguiente figura se puede observar la vista en perfil del esquema del método de minado tajos por subniveles con pilares corridos dejando un pilar puente en las zonas donde se ha minado con cámaras y pilares en la parte superior

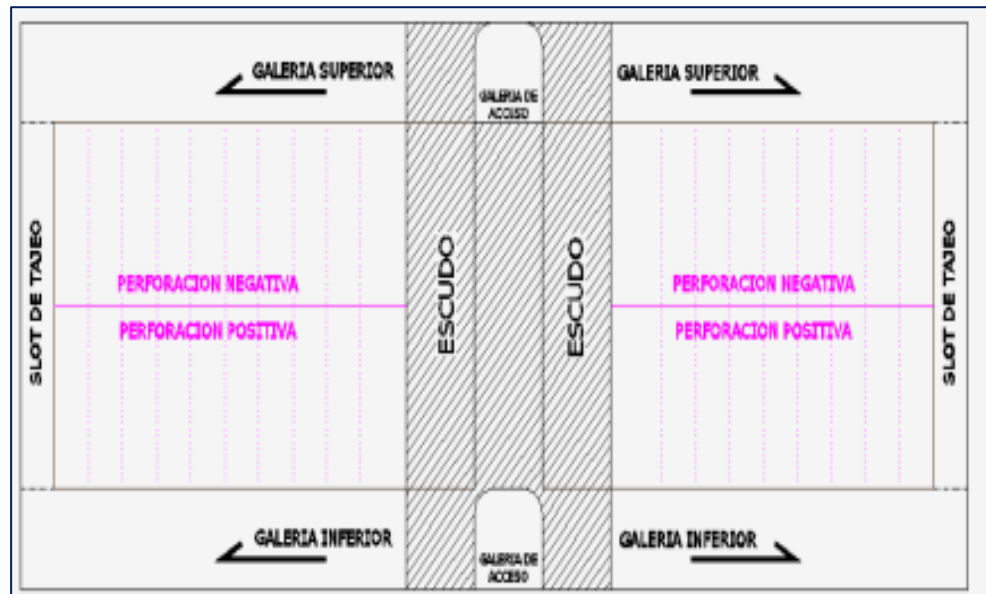
Figura 13 Vista en perfil tajos por subniveles



Fuente: Área de producción

En la siguiente figura se puede observar en vista en perfil del esquema del método de minado tajos por subniveles con pilares corridos dejando pilares escudos para no afectar las galerías de acceso principal de extracción.

Figura 14 *Vista en perfil tajos con pilares escudo*



Fuente: Área de producción

Rampa Negativa

Sección 4.5 x 4.5, rampa de acceso a la galería inferior que servirá para la movilización personal y equipos, asimismo para la extracción del mineral roto.

Galerías Superiores

Sección 4.0 x 4.0, Su objetivo preparar el block mineralizado por la parte superior, a partir de estas se ejecutarán los subniveles superiores dejando pilares corridos. Durante todo el proceso de minado servirá de acceso a personal, equipos y servicios.

Galerías Inferiores

Sección 4.0 x 4.0, Su objetivo preparar el block mineralizado por la parte inferior a partir de estas se ejecutarán los subniveles inferiores dejando pilares corridos. Servirá de acceso a personal, servicios y equipos. Aquí se realizará la limpieza y carguío de mineral.

Subnivel Superior e Inferior

Sección 4.0 x 4.0, Su objetivo es realizar la perforación y voladura, por la parte inferior se realizará la limpieza del mineral.

Chimenea VCR

Sección 2.1 x 2.1, VCR o Slot se ubicará al extremo del tajo donde comenzará la explotación. Concluida chimenea VCR, se ampliará la zanja slot, para continuar con las filas de producción.

Cámaras de Bombeo

Sección 4.0 x 4.0, Cámara con pendiente negativa de 15%, ubicada en la galería inferior, servirá para captar el agua generada por perforación y la filtración.

Cámaras de Acumulación y carguío

Sección 4.0 x 4.0, Cámaras ubicadas en la galería inferior, que servirán para la acumulación y el carguío del mineral roto.

c. Secuencia del método de minado

Primero es la preparación de subniveles superior e inferior con sección 4.0m x 4.0m mediante los equipos Jumbo y scooptram y las ventanas para el Slot de sección 4.0m x 4.0m

Segundo es la ejecución de las Ch VCR de sección de 2.1m x2.1 m, en 02 etapas y generación de zanja slot (cara libre para las filas de los taladros de producción).

Tercero es la ejecución de la Zanja Slot

Cuarto es la acumulación de taladros de producción en forma de abanico/paralelo, según el diseño.

Quinto es la voladura por filas y limpieza de mineral con equipo LHD a control remoto.

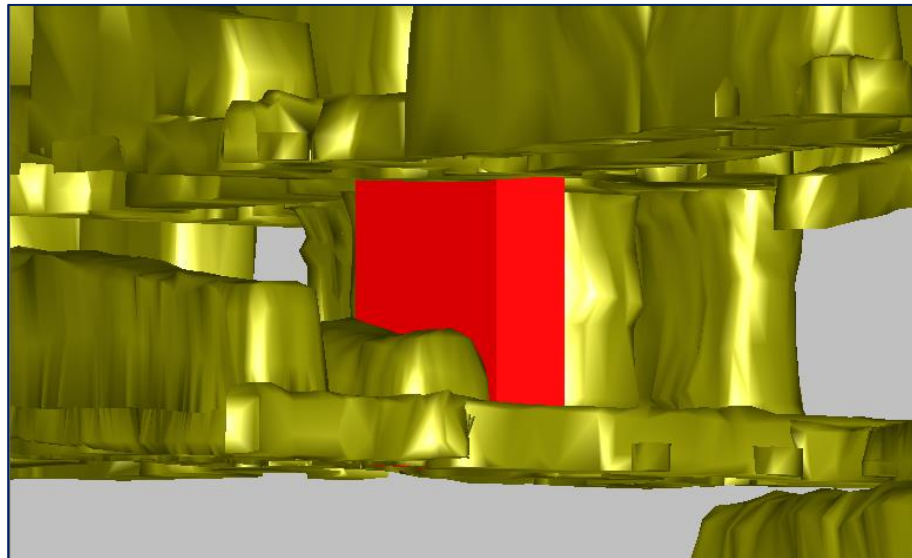
Sexto es el relleno del tajeo con desmonte si se tiene mineral al techo con equipo LHD. En la recuperación de pilares se considera la información geomecánica del cuerpo mineralizado, como también el mismo diseño de malla de perforación y voladura.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

Los diferentes escenarios son evaluados en términos de un análisis geotécnico para obtener las dimensiones máximas permisibles a la calidad de roca, aplicando criterios de método gráfico de estabilidad (Mathews - Potvin), resistencia de pilares (Lunder - Pakalnis), predicción de caving (Flores & Karzulovic 2003) y gráfico de estabilidad extendido que determina la probabilidad de falla de acuerdo con el RH y N' (Mawdesley 2002). Finalmente, el diseño de malla de la perforación.

4.2.1. Evaluación del pilar de recuperación tj1315n-nv4092-4112

Figura 15 *Pilar 1315N Nv4092-4112 Software MineSight*

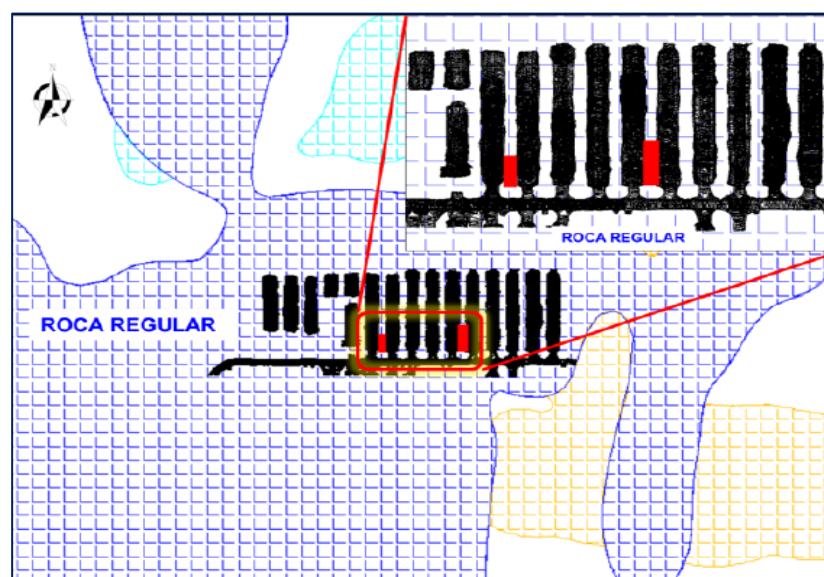


Fuente: Área de geomecánica

a. Calidad de roca en entorno del pilar

La calidad del macizo rocoso en el área de recuperación de pilares se encuentra en roca de regular III-A con rango RMR= 50. (Figura N° 06).

Figura 16 *Zoneamiento geo mecánico del sector*



Fuente: Área de geomecánica

b. Cálculo de estabilidad

Los criterios usados para el análisis de estabilidad de los pilares y aberturas posterior a la recuperación del pilar intermedio son los siguientes:

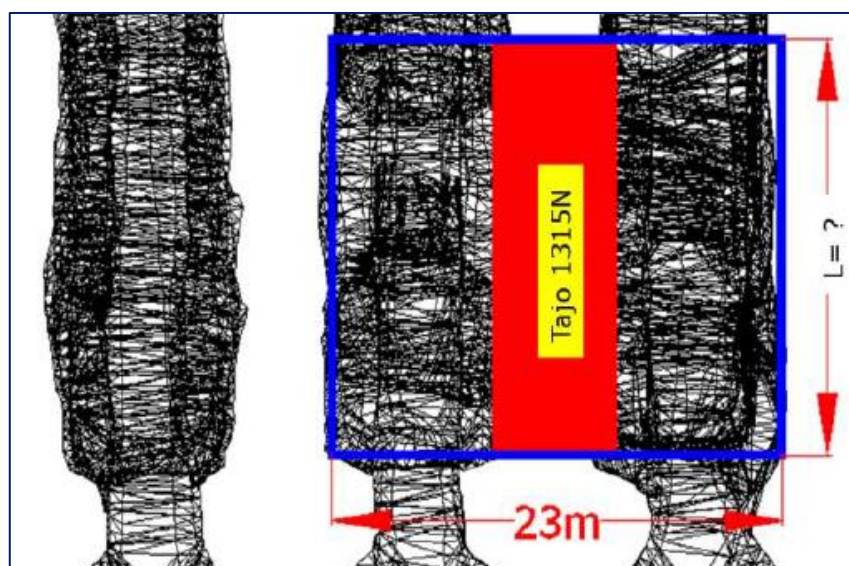
c. Análisis de dimensiones por método gráfico de estabilidad

El procedimiento de diseño está basado principalmente en el cálculo de los siguientes parámetros:

- Numero de estabilidad (N') que representa la calidad del macizo rocoso para auto soportarse bajo una condición de esfuerzos dada.
- Factor de forma o radio hidráulico (S) que representa el tamaño y la forma del tajo analizado.

Para este análisis de dimensionamiento, tenemos 2 incógnitas que resolver conocemos las geometrías de los tajos propuestos en: Altura (H) = 22 m, Ancho (W) = 23 m. (Figura N° 07). Por lo tanto, para aplicar el método grafico de estabilidad, deberemos resolver que longitud máxima de recuperación de pilares es admisible y el RH adecuado para que el grado de estabilidad del tajo se posicione en zona estable.

Figura 17 V. planta con el ancho final que quedaría el tajo al recuperar el pilar

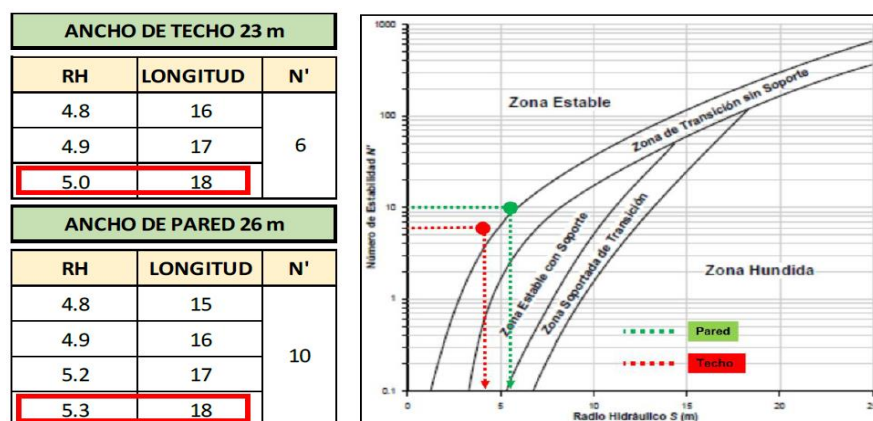


Fuente: Área de geomecánica

Conociendo el H y W del tajo, procedemos a iterar, para encontrar la longitud máxima y radio hidráulico admisible a la calidad de roca.

$$S = \left\{ \frac{A}{P} \right\} = \left\{ \frac{W \cdot L}{2 \cdot (W + L)} \right\}$$

Figura 18 Cálculo de la Longitud máxima de recuperación para el TJ1315N.



Fuente: Área de geomecánica

- De acuerdo con el análisis con el MGE, los escenarios admisibles para techo y pared están en condiciones estables.
- La longitud máxima de minado en el pilar 18.0 m. RHTecho=5.0

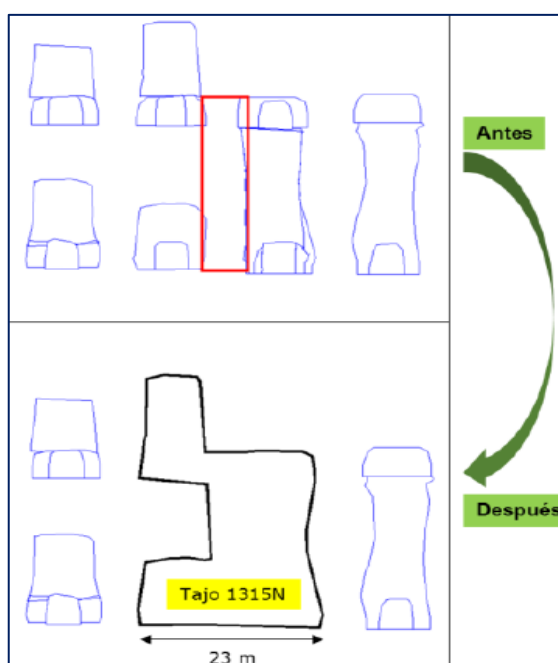
$$RHPared=5.3$$

d. Cálculo de resistencia de pilares FS

Producto de la recuperación de los pilares, los tajos quedaran con anchos de 23 m (Figura N° 08), Para ello es necesario calcular el factor de seguridad con la geometría post – recuperación.

En este análisis aplicaremos varios criterios empíricos y un análisis numérico con la finalidad de acercar los resultados del FS.

Figura 19 Ancho final del tajo al recuperar el pilar

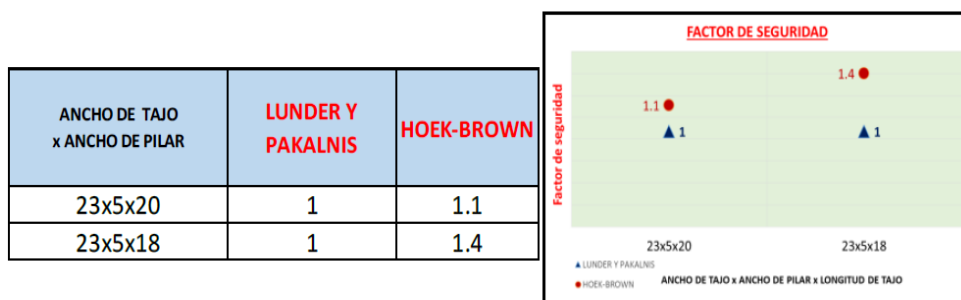


Fuente: Área de geomecánica

d.1. Lunder & Pakalnis Vs Hoek & Brown

Según los análisis por los métodos mencionados, los FS de los pilares posterior a la recuperación, quedarían con 1.2

Figura 20 Ancho del tajo y del pilar

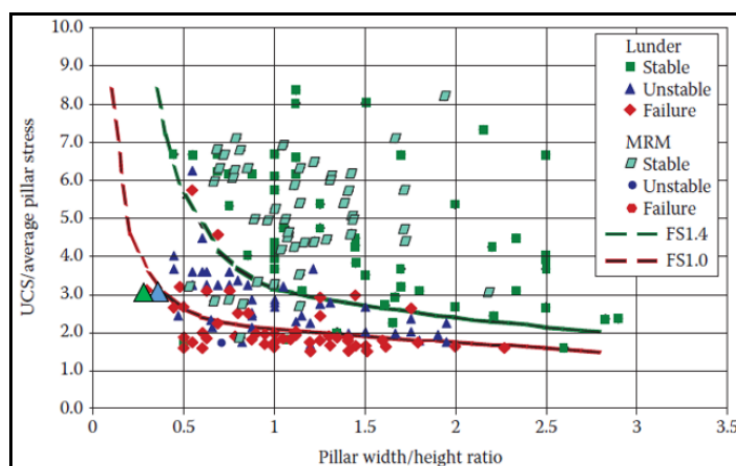


Fuente: Área de geomecánica

d.2. Gráfico de resistencia de pilares E. Villaescusa

Según los análisis por el método mencionado, los FS de los pilares posterior a la recuperación, quedarían con 1.0

Figura 21 Gráfico de Resistencia de Pilares E. Villaescusa

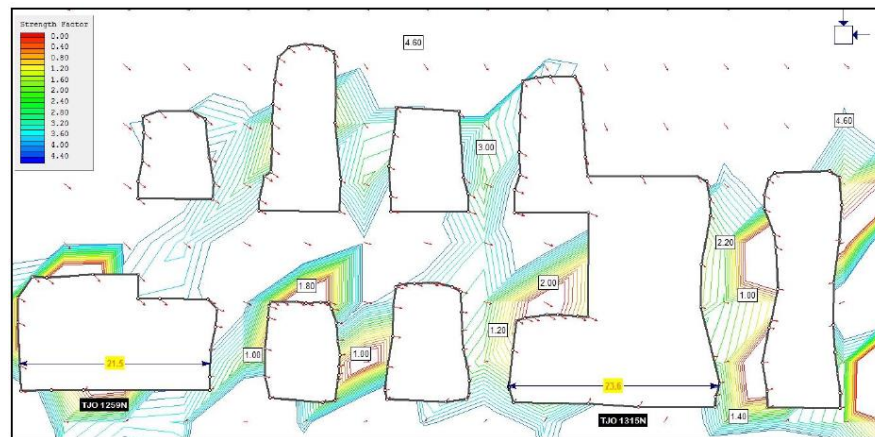


Fuente: Área de geomecánica

d.3. Simulación numérica de resistencia de pilares

De acuerdo con la simulación los FS de los pilares posterior a la recuperación quedarían con 1.0

Figura 22 Simulación Numérica de Resistencia de Pilares

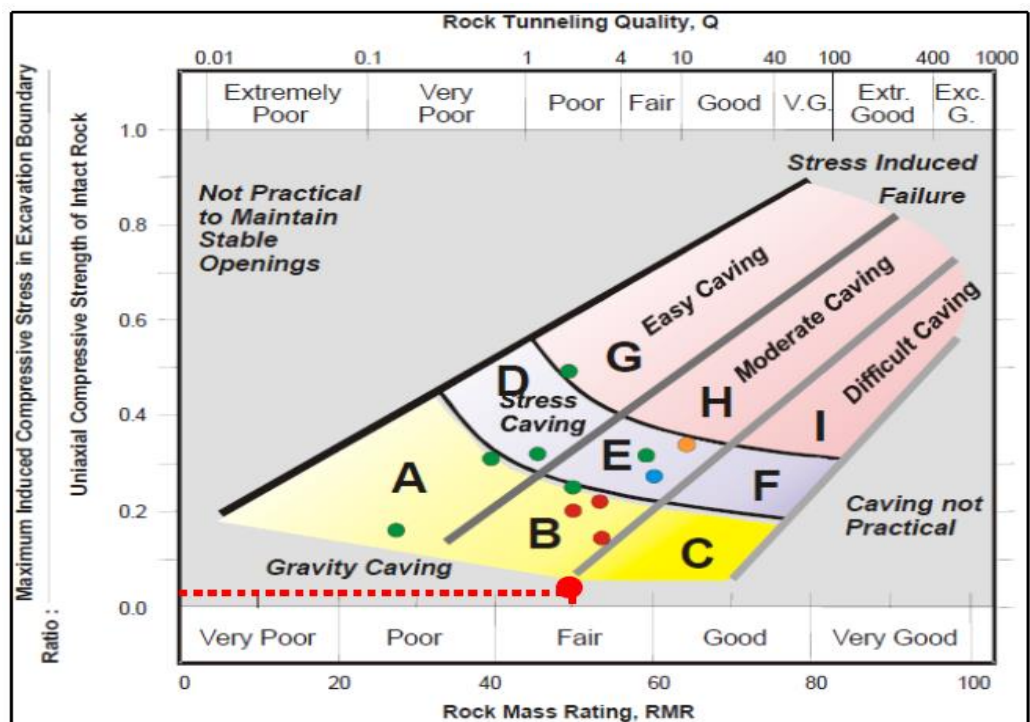


Fuente: Área de geomecánica

e. Predicción de hundimiento

Flores & Karzulovic, definieron un ábaco que relaciona el ratio de esfuerzos inducidos y la resistencia a la compresión de la roca intacta conjugado con el RMR, para predecir la posibilidad de hundimiento.

Figura 23 Ábaco Predicción de Hundimiento



Fuente: Área de geomecánica

Para la calidad de roca presente en el sector y el RH es difícil que se presente un mecanismo de caving en estos tajos analizados.

f. Diseño de malla de perforación

El diseño contempla los límites para una máxima recuperación del mineral tomando en cuenta los aspectos geológicos y geomecánicos.

La longitud máxima de minado se determinó según la evaluación geomecánica, se considera el tipo de rocas y factores influyentes como fallas, agua, etc.

El diseño se realizará con Simba Modelo 1254 para mayor control de la desviación, con diámetro de perforación de 89mm o 64mm dependiendo la zona de minado y longitud máxima de perforación de 25m.

La Perforación de los taladros se realizarán desde la Galería de Preparación Principal (block Este – Oeste) en ambos niveles.

La perforación se realizará en abanico, con la relación de Burden/Espaciamiento de acuerdo con el cálculo matemático de Langersford.

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

$$B1_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$$

$$B2_{\max} = 0.046 \times D$$

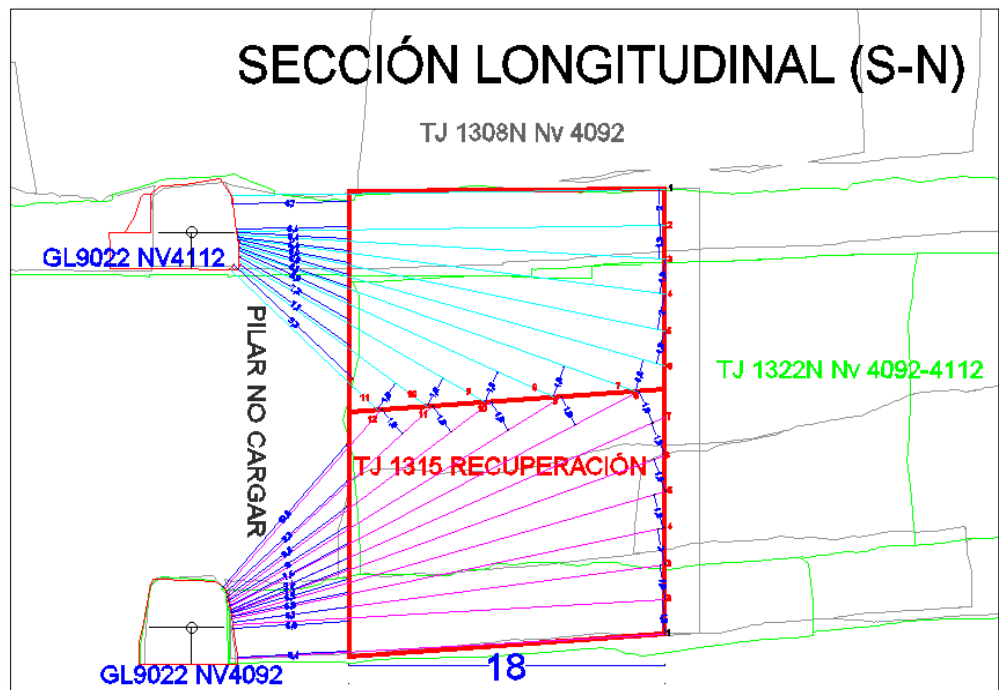
$$BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

LEYENDA	
B_{máx.}	Burden Máximo
D	Diametro del taladro (mm)
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm3)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

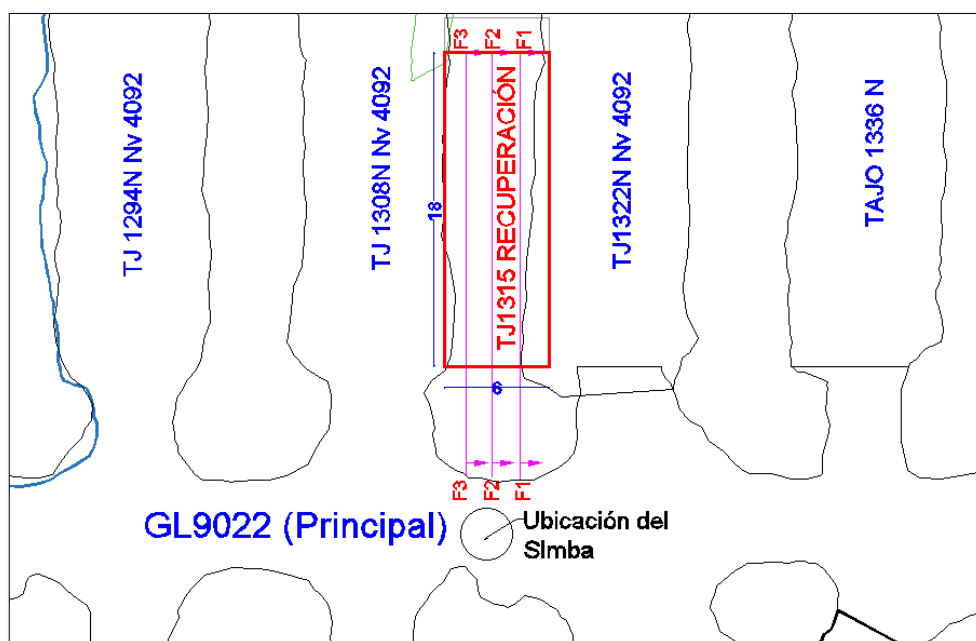
La cantidad de filas dependerá del ancho del Pilar a recuperar y tipo de roca.

Figura 24 *Vista en Planta del Pilar en Recuperación*



Fuente: Área de geomecánica

Figura 25 Vista en Sección Longitudinal del Pilar en Recuperación



Fuente: Área de geomecánica

Tabla 4 Detalle de Taladros (Longitud, N° Barras, Ángulo)

FILAS (-)

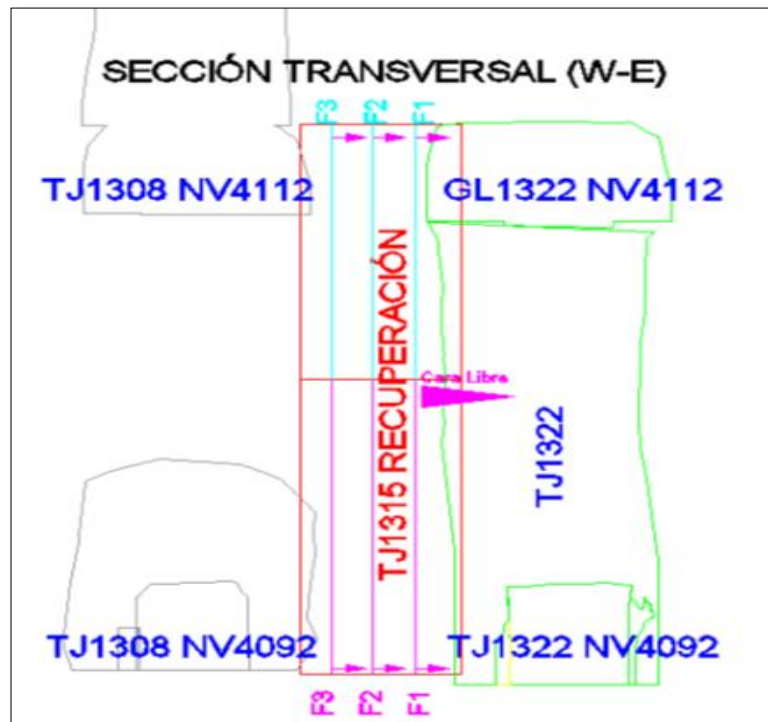
N° TAL	LONGITUD	N° BARRAS	ÁNGULO
1	24.72m.	16b + 0.72m.	1°
2	24.42m.	16b + 0.42m.	1°
3	24.43m.	16b + 0.43m.	3°
4	24.55m.	16b + 0.55m.	7°
5	24.81m.	16b + 0.81m.	11°
6	25.19m.	16b + 1.19m.	15°
7	23.93m.	15b + 1.43m.	19°
8	19.65m.	13b + 0.15m.	24°
9	16.08m.	10b + 1.08m.	29°
10	13.19m.	8b + 1.19m.	36°
11	11.44m.	7b + 0.94m.	43°
TOTAL =	232.42m.		

FILAS (+)

N° TAL	LONGITUD	N° BARRAS	ÁNGULO
1	24.39m.	16b + 0.39m.	3°
2	24.66m.	16b + 0.66m.	3°
3	24.85m.	16b + 0.85m.	7°
4	25.19m.	16b + 1.19m.	11°
5	25.64m.	17b + 0.14m.	16°
6	26.22m.	17b + 0.72m.	19°
7	26.95m.	17b + 1.45m.	23°
8	26.22m.	17b + 0.72m.	27°
9	22.1m.	14b + 1.1m.	31°
10	18.52m.	12b + 0.52m.	36°
11	15.61m.	10b + 0.61m.	42°
12	13.32m.	8b + 1.32m.	48°
TOTAL =	273.67m.		

Fuente: Área de planeamiento

Figura 26 Sección Transversal del Pilar en Recuperación

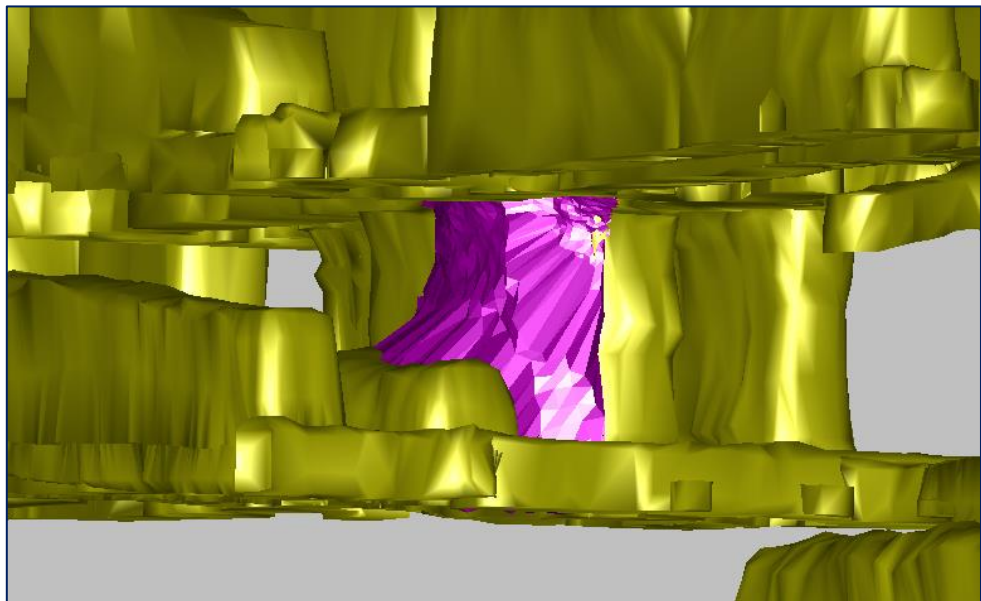


Fuente: Área de planeamiento

g. Evaluación de Resultados

Después de realizarse la Voladura y Limpieza del Pilar, se realiza el Levantamiento Topográfico obteniéndose los siguientes resultados:

Figura 27 Levantamiento Topográfico Pilar1315N Software MineSight



Fuente: Área de geomecánica

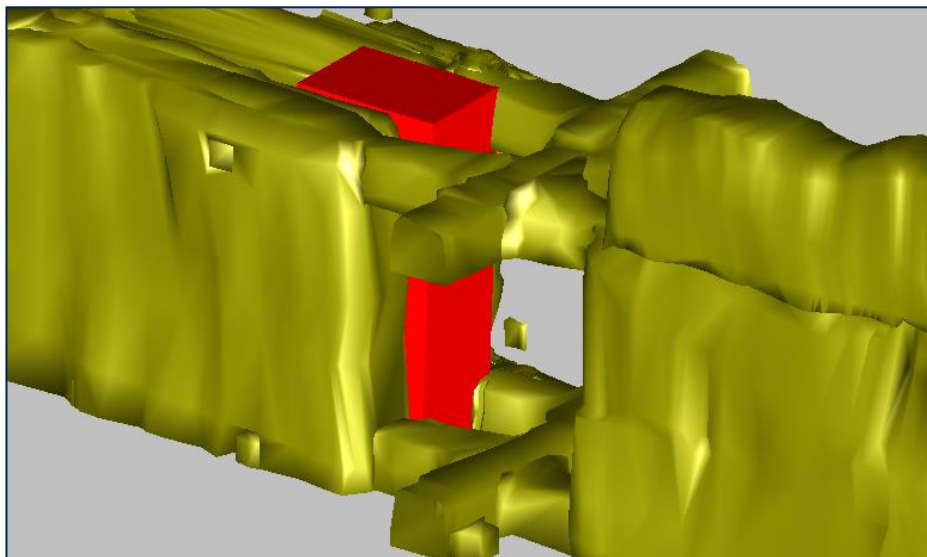
Tabla 5 Tonelaje Recuperado del Pilar TJ1315N

<u>SECCIONES PROPUESTAS</u>				<u>SECCIONES CON EVALUACIÓN GEOMECÁNICA</u>			<u>LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO</u>
Labor	Sección (m x m)	Long. (m)	Tonelaje (ton)	Sección (m x m)	Long. (m)	Tonelaje (ton)	Tonelaje Real (ton)
TJ1315N	5.00 x 24.50	20.00	7,840	5.00 x 24.50	18.00	7,056	7,292

Fuente: Área de geomecánica

4.2.2. Evaluación del pilar de recuperación tj968n nv4200-4220

Figura 28 Pilar 968N Nv4200-4220 Software MineSight



Fuente: Área de geomecánica

Tabla 6 Valores del Pilar TJ968N

Tipo Mineral	Tipo Minado	Sector	Block	Labor	Nivel	Sección (m x m)	Long. (m)	Tonelaje (ton)	Cu %
Económico	Pasante	Norte	150	TJ968N	4200	8.00 x 27.70	12.00	8,509	2.34

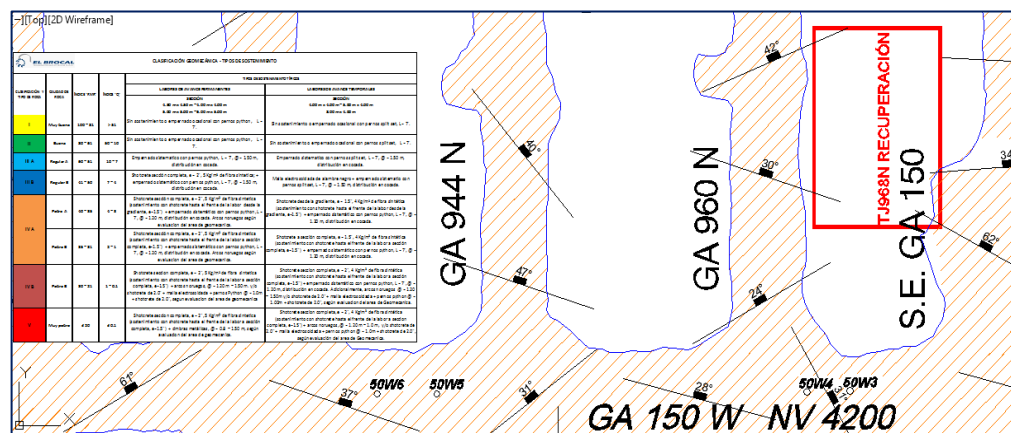
Fuente: Área de geomecánica

a. Calidad de Roca en Entorno del Pilar

En la Zona Norte, la roca mineralizada está directamente relacionada a la caliza, la roca del techo a la caliza y dolomía y la roca del piso a areniscas. En la estructura mineralizada, la calidad de la

masa rocosa por lo general pertenece al dominio Mala A (IVA), y la caja techo pertenece al dominio Mala B (IVB). Los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NWW y buzamiento medio al NE y el Sistema 2 con rumbo NEE y buzamiento medio al NW. El tipo de roca en la GL150 es de IVA de calidad mala, se encuentra sostenido con Shotcrete 2" + pernos ython.

Figura 29 Plano Geo mecánico Nv4200



Fuente: Área de geomecánica

b. Cálculo de estabilidad

Los criterios usados para el análisis de estabilidad de los pilares y aberturas posterior a la recuperación del pilar intermedio son los siguientes:

c. Análisis de dimensiones por método gráfico de estabilidad

El procedimiento de diseño está basado principalmente en el cálculo de los siguientes parámetros:

- Numero de estabilidad (N') que representa la calidad del macizo rocoso para auto soportarse bajo una condición de esfuerzos dada.

- Factor de forma o radio hidráulico (S) que representa el tamaño y la forma del tajo analizado.

Tabla 7 Evaluación de la corona

Profundidad	108.00	m
P.especifico	2.7	KN/m3
Esf. Vertical (σ_v)	0.29	Mpa
k	1	
Esf. Horizontal (σ_h)	0.3	Mpa
UCS	33.4	Mpa

Fuente: Área de geomecánica

Número de estabilidad (n')

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Q'= Índice de Calidad Tunelero modificado Q

A= Factor de esfuerzos en la roca

B= Ajuste por orientación de las juntas

C= Factor de ajuste gravitacional

Cálculo de Q'

$$Q' = \frac{RQD \cdot J_r}{J_n \cdot J_a}$$

Tipo Roca:	Conglomerado
RQD:	59
Jn:	9
Jr:	2
Ja:	3
Q':	4.37

Cálculo de A

σ_c =	33
σ_l =	0.3
σ_c / σ_l =	114.54
A=	1.00

Cálculo de B

B=	0.5
----	-----

Cálculo de C

$$\theta = 0$$

$$C = 2.00$$

Cálculo de N'

$$N' = 4.4$$

Tabla 8 *Calculo de dimensiones*

CALCULO DE S:							
LONGITUD DEL TAJO (L)=	9	10	11	12	13	14	15
ANCHO DE TAJO (W)=	24	24	24	24	24	24	24
A =	216	240	264	288	312	336	360
P =	66	68	70	72	74	76	78
S =	3.27	3.53	3.77	4.00	4.22	4.42	4.62

CALCULO DEL DIMENSIONES :							
LONGITUD DEL TAJO (L)=	9	10	11	12	13	14	15
N'=	4.4	4.4	4.4	4.4	4.4	4.4	4.4
S=	3.27	3.53	3.77	4.00	4.22	4.42	4.62

CONCLUSION (Haciendo Uso del Abaco)	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO
	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO
	0	0	0	0	0	0	0
	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO
	0	0	0	0	0	0	0

Fuente: Área de geomecánica

Evaluación de la pared**Tabla 9** *Parámetros de evaluación*

Profundidad	108.00	m
P.especifico	2.7	KN/m3
Esf. Vertical (σ_v)	0.29	Mpa
k	1	
Esf. Horizontal (σ_h)	0.3	Mpa
UCS	33.4	Mpa

Fuente: Área de geomecánica

Número de estabilidad (N')

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Q'= Índice de Calidad Tunelero modificado Q

A= Factor de esfuerzos en la roca

B= Ajuste por orientación de las juntas

C= Factor de ajuste gravitacional

Cálculo de Q'

$$Q' = \frac{RQD \cdot J_r}{J_n \cdot J_a}$$

Tipo Roca: Conglomerado
 RQD: 59
 Jn: 9
 Jr: 2
 Ja: 3
 Q': 4.37

Cálculo de A

$\sigma_c = 33$
 $\sigma_l = 0.3$
 $\sigma_c / \sigma_l = 114.54$
 A= 1.00

Cálculo de B

B= 0.2

Cálculo de N'

N' = 7.0

Cálculo de C

$\theta = 90$
 C= 8.00

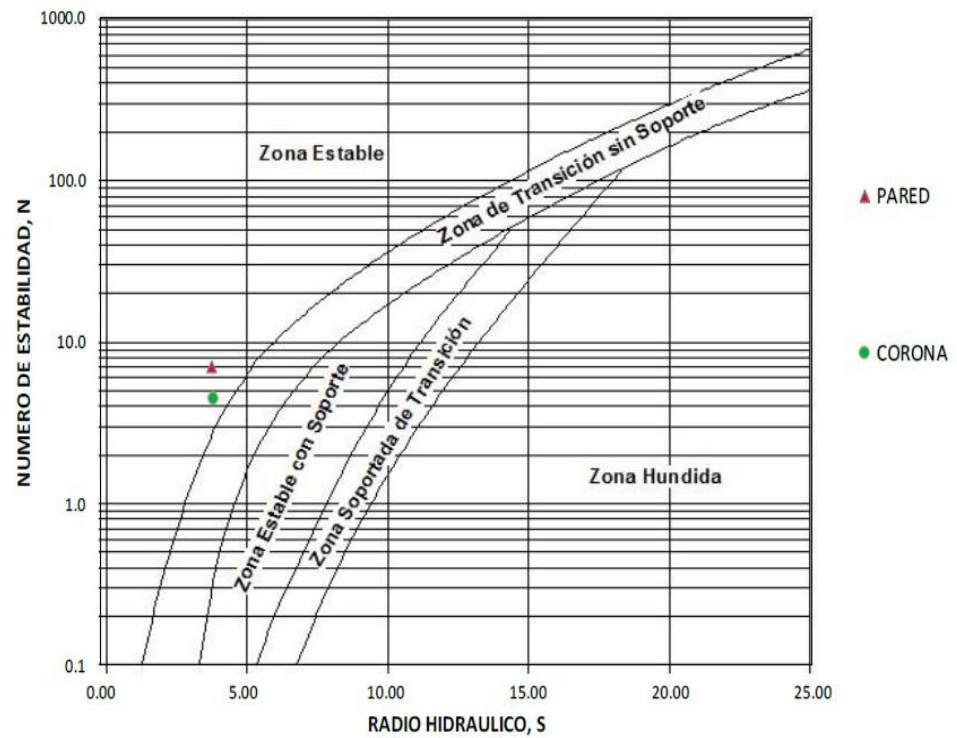
Tabla 10 Calculo de dimensiones

CALCULO DE S:							
LONGITUD DEL TAJO (L)=	9	10	11	12	13	14	15
ALTURA DEL TAJO (H)=	22	22	22	22	22	22	22
A =	198	220	242	264	286	308	330
P =	62	64	66	68	70	72	74
S =	3.19	3.44	3.67	3.88	4.09	4.28	4.46

CALCULO DEL DIMENSIONES :							
LONGITUD DEL TAJO (L)=	9	10	11	12	13	14	15
N'=	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0
S=	3.19	3.44	3.67	3.88	4.09	4.28	4.46
CONCLUSION (Haciendo Uso del Abaco)	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO
	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO
	0	0	0	0	0	0	0
	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO
	0	0	0	0	0	0	0

Fuente: Área de geomecánica

Figura 30 Cálculo de longitud máxima de recuperación tj968N



Fuente: Área de geomecánica

d. Estabilidad de pilares Lunder & Pakalnis mediante el factor de seguridad FS

Tabla 11 Parámetros del FS

Ancho de Tajo (Wo)	Ancho de Pilar (Wp)	Ancho Efectivo (We)	Longitud de Pilar	Altura de Pilar (h)	Densidad	Profundidad	Esfuerzo Vertical In Situ (Pzz)	Area Tributaria	Esfuerzo Inducido en el Pilar	Resistencia a la Compresión Simple	Resistencia del pilar	Factor de Seguridad
15	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.9	8.4	33.4	10.02	1.20
14	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.8	8.0	33.4	10.02	1.25
13	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.6	7.7	33.4	10.02	1.31
12	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.5	7.3	33.4	10.02	1.37
11	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.4	6.9	33.4	10.02	1.45
10	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.3	6.6	33.4	10.02	1.53
9	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.1	6.2	33.4	10.02	1.62

Fuente: Área de geomecánica

Tabla 12 Ancho del tajo

ANCHO DE TAJO x ANCHO DE PILAR	Factor de Seguridad
15x8	1.2
14x8	1.2
13x8	1.3
12x8	1.4
11x8	1.4
10x8	1.5
9x8	1.6

Lunder & Pakalnis

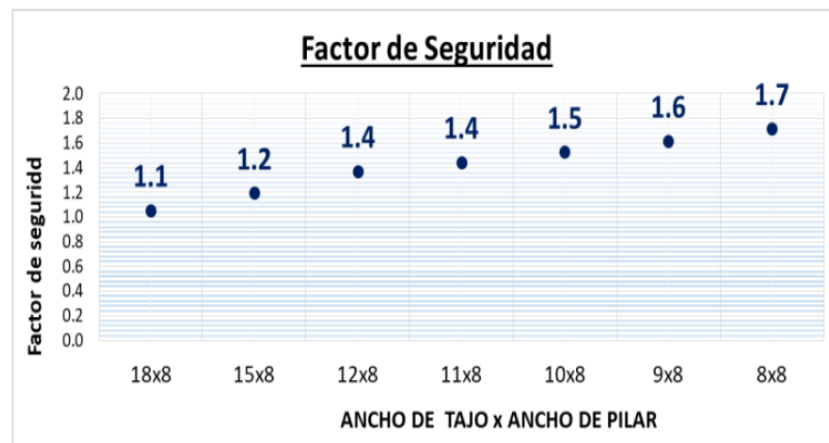
$$\kappa = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}} \right) \right]$$

$$C_{pav} = 0.46 \times \left[\log \left(\frac{W}{H} + 0.75 \right) \right]^{\frac{1.4}{W/H}}$$

$$S_p = 0.44 UCS(0.68 + 0.52\kappa)$$

Fuente: Área de geomecánica

Figura 31 Factor de seguridad



Fuente: Área de geomecánica

d.1. Estabilidad de pilares Hoek & Brown mediante el factor de seguridad FS.

Hoek & Brown

$$S = e^{\left(\frac{RMR-100}{9} \right)}$$

$$m = m_i * e^{\left(\frac{RMR-100}{28} \right)}$$

$$\sigma_1 = \sigma_3 + (m * \sigma_c * \sigma_3 + S * \sigma_c^2)^{1/2}$$

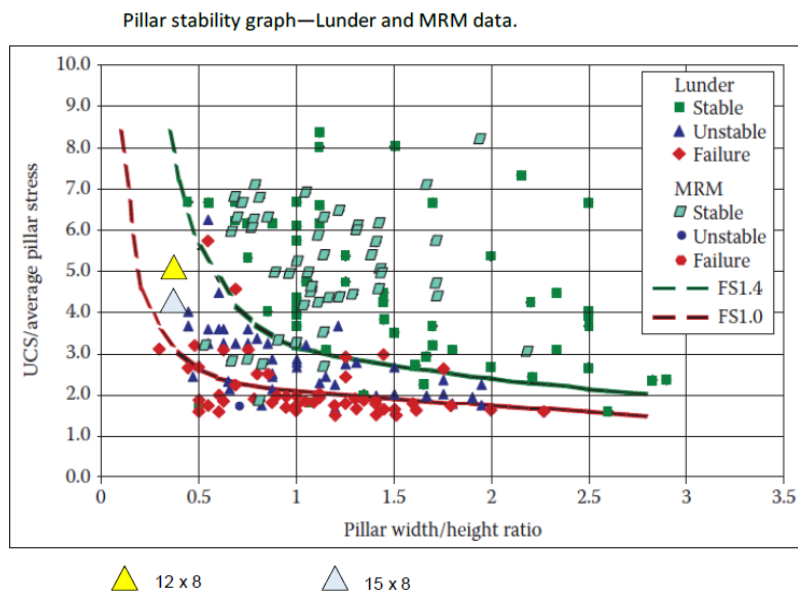
Tabla 13 *Parámetros de estabilidad*

ANCHO DE TAJO (Wo)	ANCHO DE PILAR (Wp)	Altura de Pilar (h)	Longitud de Pilar	Longitud de Tajo	Densidad	Profundidad	Esfuerzo Vertical In Situ (Pzz)	Esfuerzo axial medio de Pilar	Resistencia a la compresión simple	mi	RM R	m	s	Rango W/H	Esfuerzo principal Menor	Resistencia del pilar	Factor de Seguridad
14	8	22	8	8	0.027	108	2.9	22.05	33.4	10	41	1.22	0.0014	0.36	6.62	23.06	1.05
13	8	22	8	8	0.027	108	2.9	20.09	33.4	10	41	1.22	0.0014	0.36	6.03	21.72	1.08
12	8	22	8	8	0.027	108	2.9	18.23	33.4	10	41	1.22	0.0014	0.36	5.47	20.42	1.12
11	8	22	8	8	0.027	108	2.9	16.45	33.4	10	41	1.22	0.0014	0.36	4.93	19.15	1.16
10	8	22	8	8	0.027	108	2.9	14.76	33.4	10	41	1.22	0.0014	0.36	4.43	17.90	1.21
9	8	22	8	8	0.027	108	2.9	13.17	33.4	10	41	1.22	0.0014	0.36	3.95	16.68	1.27

Fuente: Área de geomecánica

e. Gráfico de resistencia de pilares E. Villaescusa

Figura 32 *Gráfico de Resistencia de Pilares E. Villaescusa*



Fuente: Área de geomecánica

Posterior a la recuperación, quedarían con 1.2 (triángulo color amarillo en la gráfica).

f. Diseño de malla de perforación

El diseño contempla los límites para una máxima recuperación del mineral tomando en cuenta los aspectos geológicos y geomecánicos.

La longitud máxima de minado se determinó según la evaluación geomecánica, se considera el tipo de rocas y factores influyentes como fallas, agua, etc.

El diseño se realizará con Simba Modelo 1254 para mayor control de la desviación, con diámetro de perforación de 89mm o 64mm dependiendo la zona de minado y longitud máxima de perforación de 25m.

La Perforación de los taladros se realizarán desde la Galería de Preparación Principal (block Este – Oeste) en ambos niveles.

La perforación se realizará en abanico, con la relación de Burden/Espaciamiento de acuerdo con el cálculo matemático de Langersford.

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

$$B1_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$$

$$B2_{\max} = 0.046 \times D$$

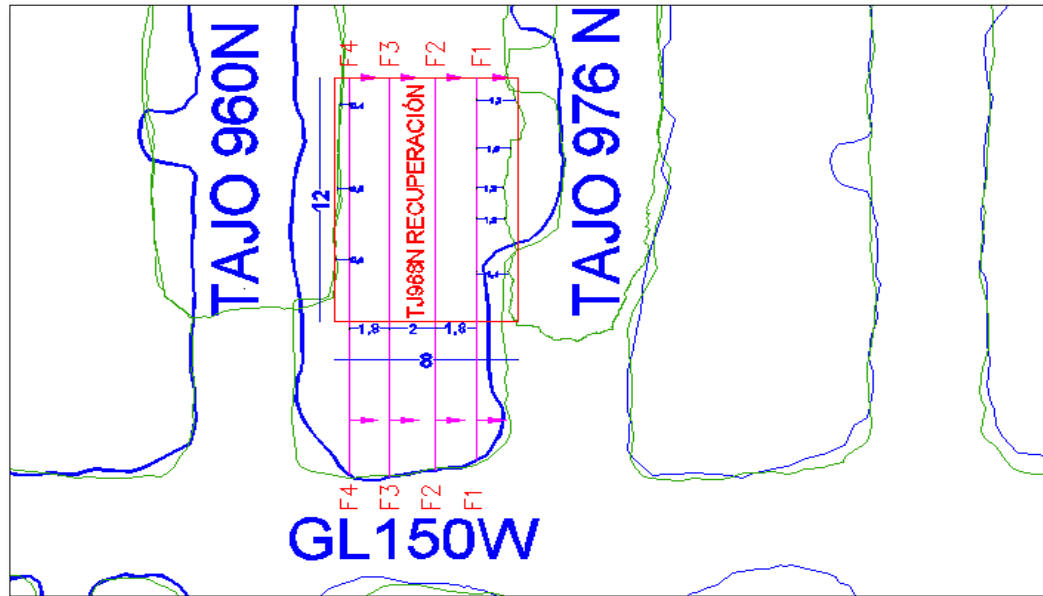
$$BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

LEYENDA	
Bmáx.	Burden Máximo
D	Diametro del taladro (mm)
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm3)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

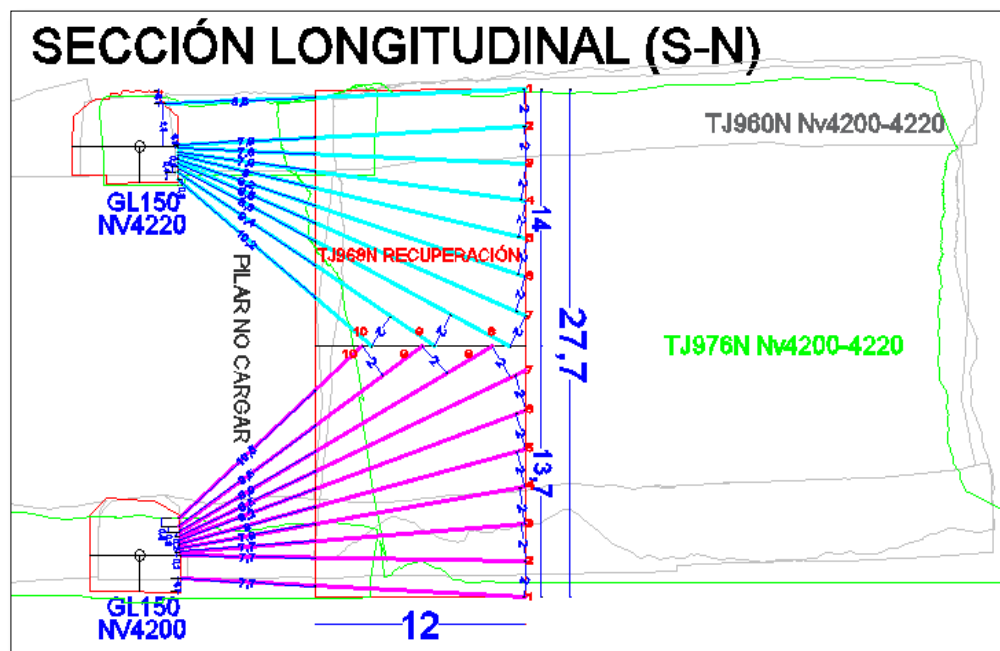
La cantidad de filas dependerá del ancho del Pilar a recuperar y tipo de roca.

Figura 33 Vista en planta del pilar en recuperación



Fuente: Área de geomecánica

Figura 34 Sección Longitudinal del Pilar en Recuperación



Fuente: Área de geomecánica

Tabla 14 Detalle de taladros (longitud, N° barras, ángulo)

FILAS (-)

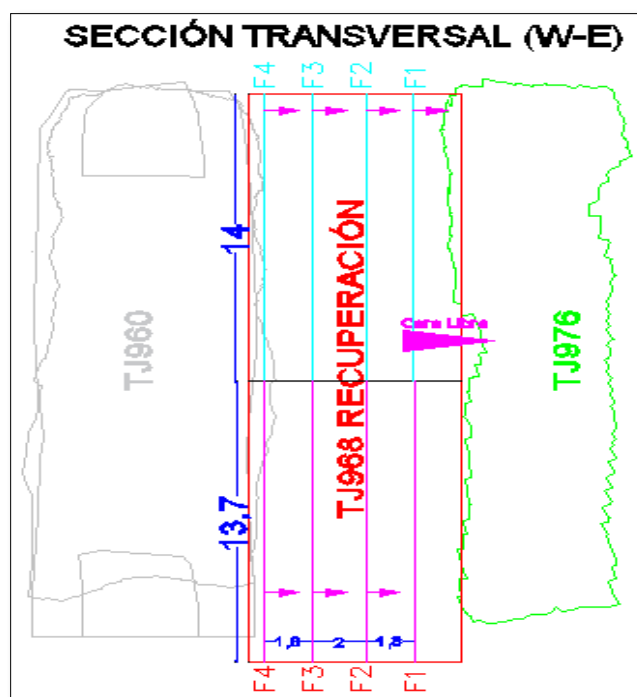
N° TAL	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO
1	20.56m.	13b + 1.06m.	2°
2	19.86m.	13b + 0.36m.	3°
3	19.86m.	13b + 0.36m.	2°
4	20.02m.	13b + 0.52m.	8°
5	20.35m.	13b + 0.85m.	13°
6	20.85m.	13b + 1.35m.	18°
7	21.5m.	14b + 0.5m.	23°
8	21.24m.	14b + 0.24m.	27°
9	17.43m.	11b + 0.93m.	33°
10	14.32m.	9b + 0.82m.	40°
TOTAL =	195.98m.		

FILAS (+)

N° TAL	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO
1	19.7m.	13b + 0.2m.	3°
2	19.71m.	13b + 0.21m.	1°
3	19.77m.	13b + 0.27m.	4°
4	20m.	13b + 0.5m.	10°
5	20.4m.	13b + 0.9m.	15°
6	20.98m.	13b + 1.48m.	20°
7	21.72m.	14b + 0.72m.	25°
8	20.48m.	13b + 0.98m.	30°
9	16.97m.	11b + 0.47m.	35°
10	14.05m.	9b + 0.55m.	42°
TOTAL =	193.78m.		

Fuente: Área de geomecánica

Figura 35 Sección transversal del pilar en recuperación

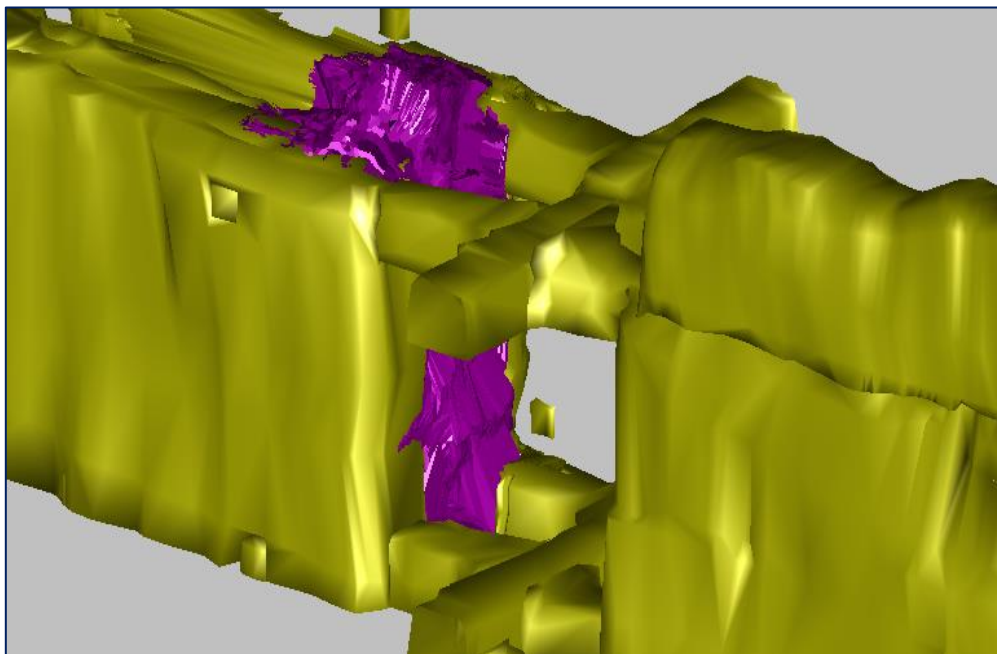


Fuente: Área de geomecánica

g. Evaluación de Resultados

Después de realizarse la Voladura y Limpieza del Pilar, se realiza el Levantamiento Topográfico obteniéndose los siguientes resultados.

Figura 36 Levantamiento topográfico Pilar968N Software MineSight



Fuente: Área de geomecánica

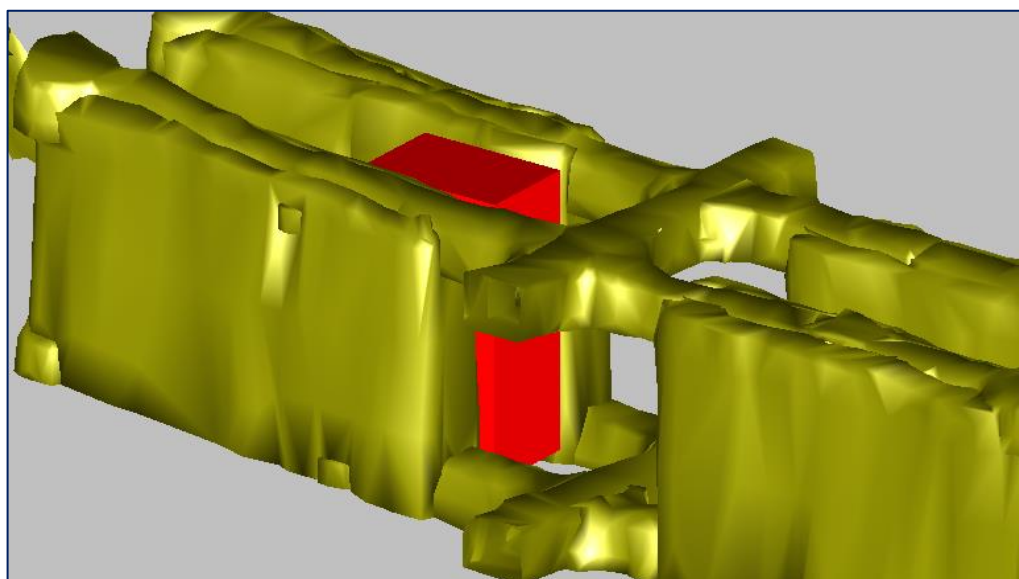
Tabla 15 Tonelaje Recuperado del Pilar TJ968N

<u>SECCIONES PROPUESTAS</u>				<u>SECCIONES CON EVALUACIÓN GEOMECÁNICA</u>			<u>LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO</u>
Labor	Sección (m x m)	Long. (m)	Tonelaje (ton)	Sección (m x m)	Long. (m)	Tonelaje (ton)	Tonelaje Real (ton)
TJ968N	8.00 x 27.70	12.00	8,509	8.00 x 27.70	12.00	8,509	8,210

Fuente: Elaboración propia

4.2.3. Evaluación del pilar de recuperación Tj936N -NV4200-4220

Figura 37 *Pilar 936N Nv4200-4220 Software MineSight*



Fuente: Área de geomecánica

Tabla 16 *Valores del Pilar TJ936N*

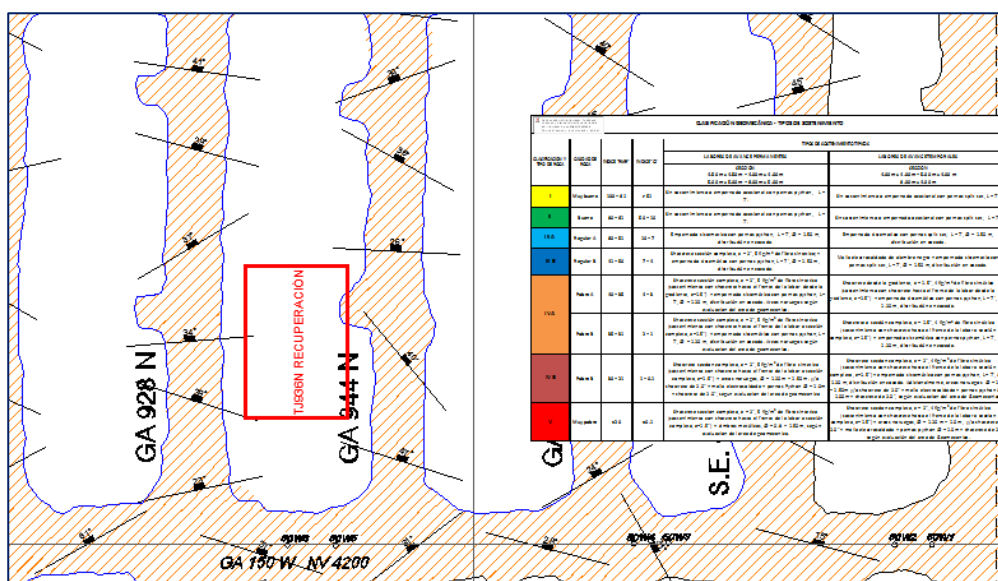
<i>Tipo Mineral</i>	<i>Tipo Minado</i>	<i>Sector</i>	<i>Block</i>	<i>Labor</i>	<i>Nivel</i>	<i>Sección (m x m)</i>	<i>Long. (m)</i>	<i>Tonelaje (ton)</i>	<i>Cu %</i>
Económico	Pasante	Norte	150	TJ936N	4200	8.00 x 23.50	12.00	7,219	2.83

Fuente: Área de geomecánica

a. Calidad de roca en entorno del pilar

En la Zona Norte, la roca mineralizada está directamente relacionada a la caliza, la roca del techo a la caliza y dolomía y la roca del piso a areniscas. En la estructura mineralizada, la calidad de la masa rocosa por lo general pertenece al dominio Mala A (IVA), y la caja techo pertenece al dominio Mala B (IVB). Los sistemas principales son: el Sistema 1 con rumbo NWW y buzamiento medio al NE y el Sistema 2 con rumbo NEE y buzamiento medio al NW. El tipo de roca en la GL150 es de IVA de calidad mala, se encuentra sostenido con Shotcrete 2” + pernos Python.

Figura 38 Plano Geo mecánico Nv4200



Fuente: Área de geomecánica

b. Cálculo de estabilidad

Los criterios usados para el análisis de estabilidad de los pilares y aberturas posterior a la recuperación del pilar intermedio son los siguientes:

c. Análisis de dimensiones por método gráfico de estabilidad

El procedimiento de diseño está basado principalmente en el cálculo de los siguientes parámetros:

- Numero de estabilidad (N') que representa la calidad del macizo rocoso para auto soportarse bajo una condición de esfuerzos dada.
- Factor de forma o radio hidráulico (S) que representa el tamaño y la forma del tajo analizado.

Tabla 17 *Parámetros de valuación de la corona*

Profundidad	108.00	m
P.especifico	2.7	KN/m3
Esf. Vertical (σ_v)	0.29	Mpa
k	1	
Esf. Horizontal (σ_h)	0.3	Mpa
UCS	33.4	Mpa

Fuente: Área de geomecánica

Número de estabilidad (N')

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Q' = Índice de Calidad Tunelero modificado Q

A = Factor de esfuerzos en la roca

B = Ajuste por orientación de las juntas

C = Factor de ajuste gravitacional

Cálculo de Q'

$$Q' = \frac{RQD \cdot J_r}{J_n \cdot J_a}$$

<i>Tipo Roca:</i>	<i>Conglomerado</i>
<i>RQD:</i>	59
<i>J_n:</i>	9
<i>J_r:</i>	2
<i>J_a:</i>	3
<i>Q':</i>	4.37

Cálculo de A

$\sigma_c =$	33
$\sigma_l =$	0.3
$\sigma_c / \sigma_l =$	114.54
A =	1.00

Cálculo de B

B =	0.5
-----	------------

Cálculo de C

$$\theta = 0$$

$$C = 2.00$$

Cálculo de N'

$$N' = 4.4$$

Tabla 18 *Calculo de dimensiones*

CALCULO DE S:							
LONGITUD DEL TAJO (L)=	9	10	11	12	13	14	15
ANCHO DE TAJO (W)=	24	24	24	24	24	24	24
A =	216	240	264	288	312	336	360
P =	66	68	70	72	74	76	78
S =	3.27	3.53	3.77	4.00	4.22	4.42	4.62

CALCULO DEL DIMENSIONES :							
LONGITUD DEL TAJO (L)=	9	10	11	12	13	14	15
N'=	4.4	4.4	4.4	4.4	4.4	4.4	4.4
S=	3.27	3.53	3.77	4.00	4.22	4.42	4.62

CONCLUSION (Haciendo Uso del Abaco)	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO
	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO
	0	0	0	0	0	0	0
	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO
	0	0	0	0	0	0	0

Fuente: Área de geomecánica

Tabla 19 *Evaluación de la pared*

Profundidad	108.00	m
P.especifico	2.7	KN/m3
Esf. Vertical (σ_v)	0.29	Mpa
k	1	
Esf. Horizontal (σ_h)	0.3	Mpa
UCS	33.4	Mpa

Fuente: Área de geomecánica

Número de estabilidad (N')

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Q'= Índice de Calidad Tunelero modificado Q

A= Factor de esfuerzos en la roca

B= Ajuste por orientación de las juntas

C= Factor de ajuste gravitacional

Cálculo de Q'

$$Q' = \frac{RQD * Jr}{Jn * Ja}$$

Tipo Roca: Conglomerado

RQD: 59

Jn: 9

Jr: 2

Ja: 3

Q': 4.37

Cálculo de A

$\sigma_c = 33$

$\sigma_l = 0.3$

$\sigma_c / \sigma_l = 114.54$

A= 1.00

Cálculo de B

B= 0.2

Cálculo de C

$\theta = 90$

C= 8.00

Cálculo de N'

N' = 7.0

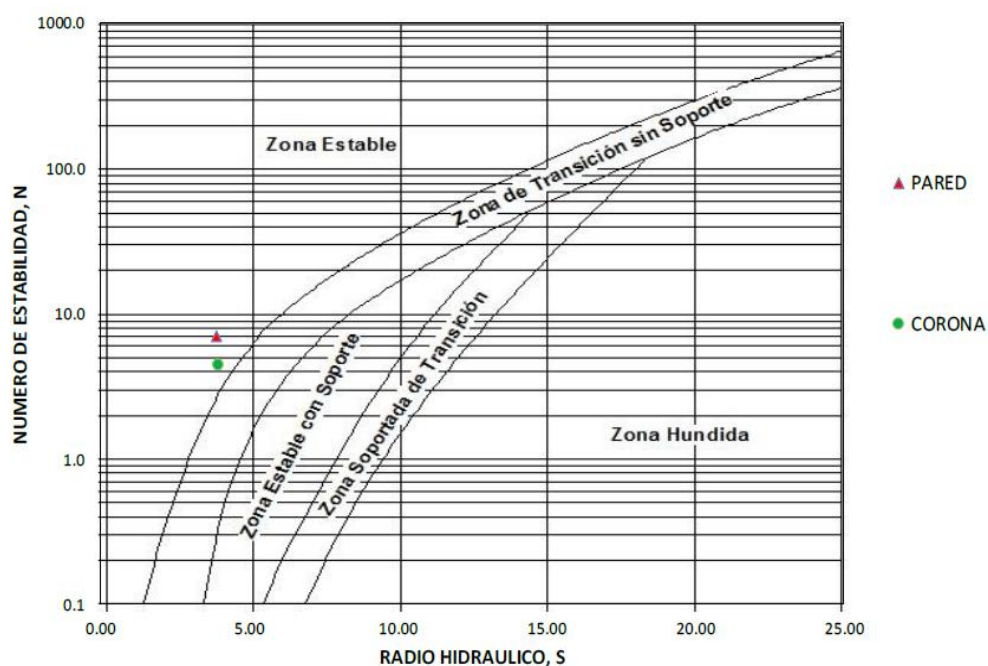
Tabla 20 *Calculo de dimensiones*

CALCULO DE S:							
LONGITUD DEL TAJO (L)=	9	10	11	12	13	14	15
ALTURA DEL TAJO (H)=	22	22	22	22	22	22	22
A =	198	220	242	264	286	308	330
P =	62	64	66	68	70	72	74
S =	3.19	3.44	3.67	3.88	4.09	4.28	4.46

CALCULO DEL DIMENSIONES :							
LONGITUD DEL TAJO (L)=	9	10	11	12	13	14	15
N'=	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0
S=	3.19	3.44	3.67	3.88	4.09	4.28	4.46
CONCLUSION (Haciendo Uso del Abaco)	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO
	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO
	0	0	0	0	0	0	0
	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO	INESTABLE CON SOSTENIMIENTO
	0	0	0	0	0	0	0

Fuente: Área de geomecánica

Figura 39 Cálculo de la longitud máxima de recuperación para el TJ936N



Fuente: Área de geomecánica

d. Estabilidad de pilares Lunder & Pakalnis

mediante el factor de seguridad FS.

Tabla 21 Parámetros del FS.

Ancho de Tajo (Wo)	Ancho de Pilar (Wp)	Ancho Efectivo (We)	Longitud de Pilar	Altura de Pilar (h)	Densidad	Profundidad	Esfuerzo Vertical In Situ (Pzz)	Area Tributaria	Esfuerzo Inducido en el Pilar	Resistencia a la Compresión Simple	Resistencia del pilar	Factor de Seguridad
15	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.9	8.4	33.4	10.02	1.20
14	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.8	8.0	33.4	10.02	1.25
13	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.6	7.7	33.4	10.02	1.31
12	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.5	7.3	33.4	10.02	1.37
11	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.4	6.9	33.4	10.02	1.45
10	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.3	6.6	33.4	10.02	1.53
9	8	8.0	8	22	0.027	108	2.9	2.1	6.2	33.4	10.02	1.62

Fuente: Área de geomecánica

Tabla 22 *Ancho del tajo*

ANCHO DE TAJO x ANCHO DE PILAR	Factor de Seguridad
15x8	1.2
14x8	1.2
13x8	1.3
12x8	1.4
11x8	1.4
10x8	1.5
9x8	1.6

Lunder & Pakalnis

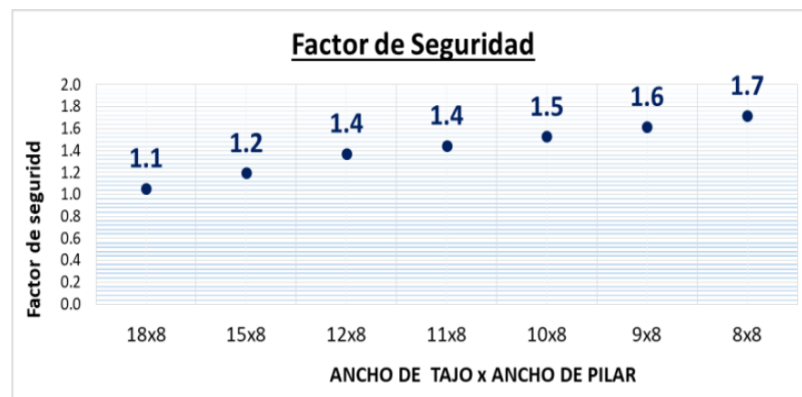
$$kappa = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}} \right) \right]$$

$$C_{pav} = 0.46 \times \left[\log \left(\frac{W}{H} + 0.75 \right) \right]^{\frac{1.4}{W/H}}$$

$$S_p = 0.44 UCS(0.68 + 0.52kappa)$$

Fuente: Área de geomecánica

Figura 40 *Factor de seguridad*



Fuente: Área de geomecánica

d.1. Estabilidad de pilares Hoek & Brown

mediante el factor de seguridad FS.

Hoek & Brown

$$S = e^{\left(\frac{RMR-100}{9} \right)}$$

$$m = m_i * e^{\left(\frac{RMR-100}{28} \right)}$$

$$\delta 1 = \delta 3 + (m * \delta c * \delta 3 + S * \delta c^2)^{1/2}$$

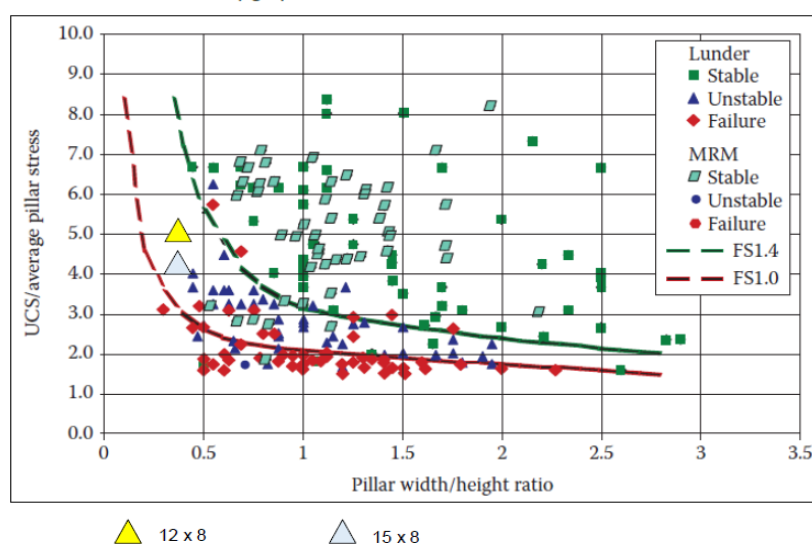
Tabla 23 Estabilidad del pilarz

ANCHO DE TAJO (Wo)	ANCHO DE PILAR (Wp)	Altura de Pilar (h)	Longitud de Pilar	Longitud de Tajo	Densidad	Profundidad	Esfuerzo Vertical In Situ (Pzz)	Esfuerzo axial medio de Pilar	Resistencia a la compresión simple	mi	RM R	m	s	Rango W/H	Esfuerzo principal Menor	Resistencia del pilar	Factor de Seguridad
14	8	22	8	8	0.027	108	2.9	22.05	33.4	10	41	1.22	0.0014	0.36	6.62	23.06	1.05
13	8	22	8	8	0.027	108	2.9	20.09	33.4	10	41	1.22	0.0014	0.36	6.03	21.72	1.08
12	8	22	8	8	0.027	108	2.9	18.23	33.4	10	41	1.22	0.0014	0.36	5.47	20.42	1.12
11	8	22	8	8	0.027	108	2.9	16.45	33.4	10	41	1.22	0.0014	0.36	4.93	19.15	1.16
10	8	22	8	8	0.027	108	2.9	14.76	33.4	10	41	1.22	0.0014	0.36	4.43	17.90	1.21
9	8	22	8	8	0.027	108	2.9	13.17	33.4	10	41	1.22	0.0014	0.36	3.95	16.68	1.27

Fuente: Área de geomecánica

Figura 41 Resistencia del pilar E. Villaescusa

Pillar stability graph—Lunder and MRM data.



Fuente: Área de geomecánica

Según los análisis por el método mencionado, los FS de los pilares posterior a la recuperación, quedarían con 1.2 (triángulo color amarillo en la gráfica).

e. Diseño de Malla de Perforación

El diseño contempla los límites para una máxima recuperación del mineral tomando en cuenta los aspectos geológicos y geomecánicos.

La longitud máxima de minado se determinó según la evaluación geomecánica, se considera el tipo de rocas y factores influyentes como fallas, agua, etc.

El diseño se realizará con Simba Modelo 1254 para mayor control de la desviación, con diámetro de perforación de 89mm o 64mm dependiendo la zona de minado y longitud máxima de perforación de 25m.

La Perforación de los taladros se realizarán desde la Galería de Preparación Principal (block Este – Oeste) en ambos niveles.

La perforación se realizará en abanico, con la relación de Burden/Espaciamiento de acuerdo con el cálculo matemático de Langersford.

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

$$B1_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$$

$$B2_{\max} = 0.046 \times D$$

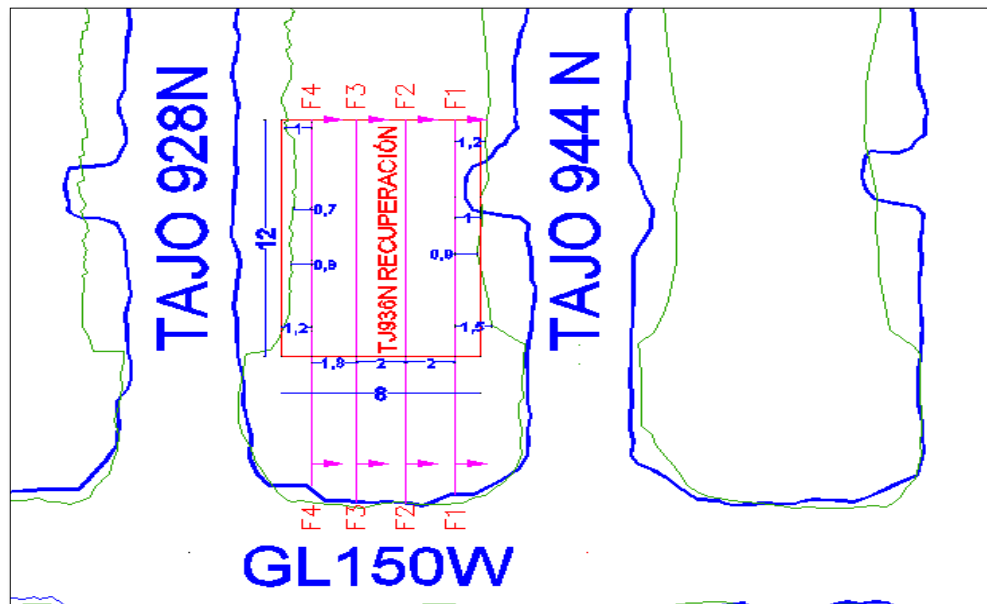
$$BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

LEYENDA	
Bmáx.	Burden Máximo
D	Diametro del taladro (mm)
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm3)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

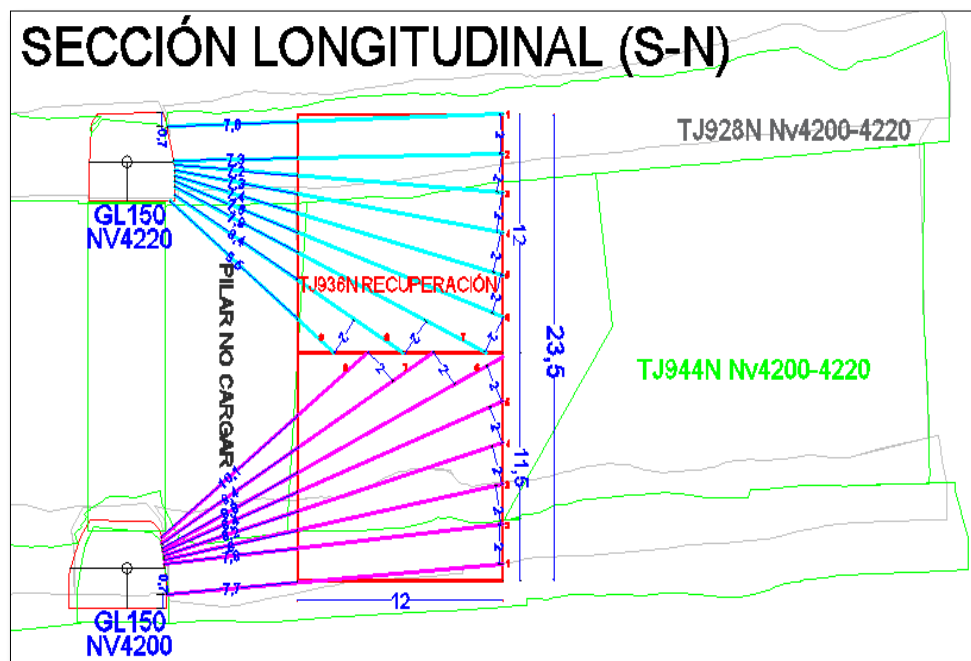
La cantidad de filas dependerá del ancho del Pilar a recuperar y tipo de roca.

Figura 42 Vista en planta del pilar en recuperación



Fuente: Área de geomecánica

Figura 43 Sección Longitudinal del Pilar en Recuperación



Fuente: Área de geomecánica

Tabla 24 Detalle de Taladros (Longitud, N° Barras, Ángulo)

FILAS (-)

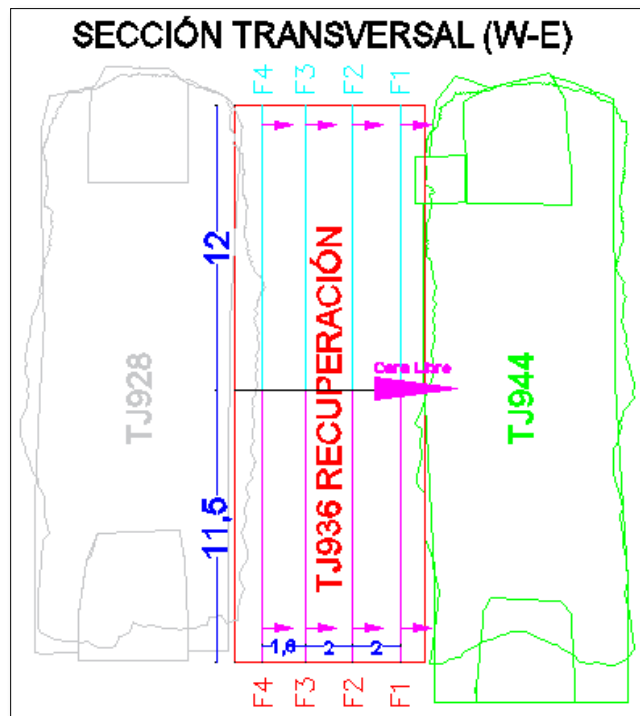
N° TAL	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO
1	19.65m.	13b + 0.15m.	2°
2	19.28m.	12b + 1.28m.	1°
3	19.27m.	12b + 1.27m.	4°
4	19.45m.	12b + 1.45m.	9°
5	19.83m.	13b + 0.33m.	15°
6	20.39m.	13b + 0.89m.	20°
7	20.04m.	13b + 0.54m.	25°
8	15.53m.	10b + 0.53m.	31°
9	12.25m.	8b + 0.25m.	38°
TOTAL =	165.69m.		

FILAS (+)

N° TAL	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO
1	19.75m.	13b + 0.25m.	4°
2	19.91m.	13b + 0.41m.	6°
3	20.2m.	13b + 0.7m.	11°
4	20.67m.	13b + 1.17m.	16°
5	21.3m.	14b + 0.3m.	21°
6	22.13m.	14b + 1.13m.	26°
7	18.54m.	12b + 0.54m.	31°
8	15.26m.	10b + 0.26m.	38°
TOTAL =	157.76m.		

Fuente: Área de geomecánica

Figura 44 Sección transversal del pilar en recuperación

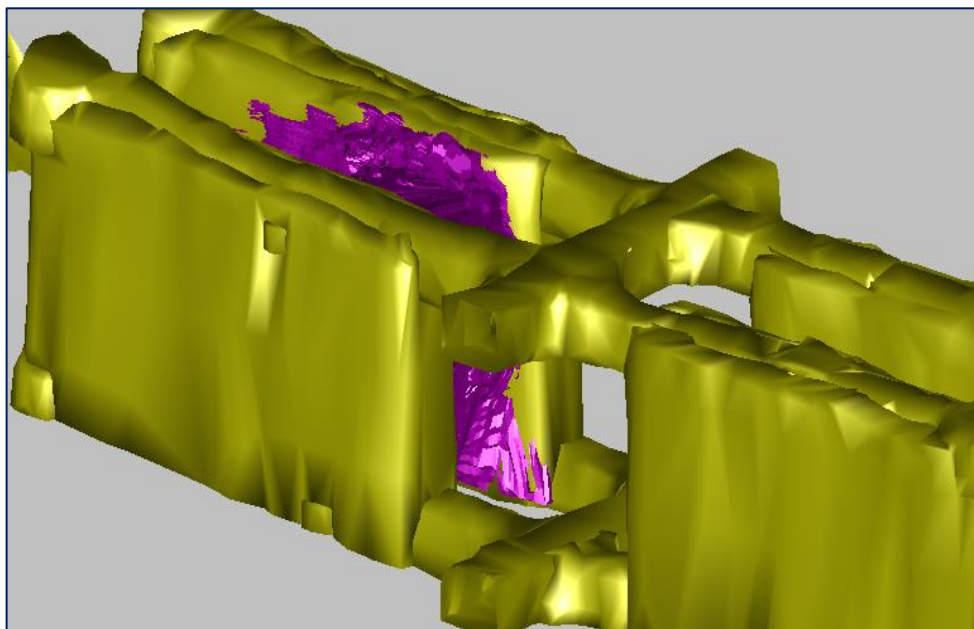


Fuente: Área de geomecánica

f. Evaluación de Resultados

Después de realizarse la Voladura y Limpieza del Pilar, se realiza el Levantamiento Topográfico obteniéndose los siguientes resultados.

Figura 45 Levantamiento Topográfico Pilar936N - Software MineSight



Fuente: Área de geomecánica

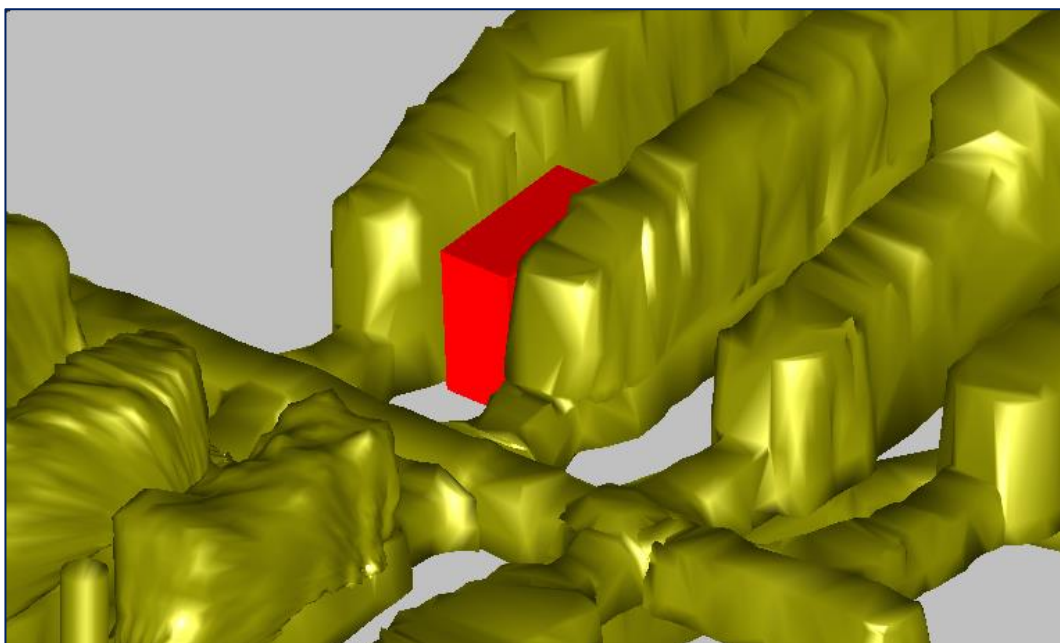
Tabla 25 Tonelaje recuperado del pilar TJ936N

<u>SECCIONES PROPUESTAS</u>				<u>SECCIONES CON EVALUACIÓN GEOMECÁNICA</u>			<u>LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO</u>
Labor	Sección (m x m)	Long. (m)	Tonelaje (ton)	Sección (m x m)	Long. (m)	Tonelaje (ton)	Tonelaje Real (ton)
TJ936N	8.00 x 23.50	12.00	7,219	8.00 x 23.50	12.00	7,219	7,276

Fuente: Área de geomecánica

4.2.4. Evaluación del pilar de recuperación TJ1497N - NV4137

Figura 46 *Pilar 1497N Nv4137 Software MineSight*



Fuente: Área de geomecánica

Tabla 26 *Valores del Pilar TJ1497N*

<i>Tipo Mineral</i>	<i>Tipo Minado</i>	<i>Sector</i>	<i>Block</i>	<i>Labor</i>	<i>Nivel</i>	<i>Sección (m x m)</i>	<i>Long. (m)</i>	<i>Tonelaje (ton)</i>	<i>Cu %</i>
Económico	Realce	Sur Oeste	9255	TJ1497N	4137	5.40 x 10.70	12.00	2,219	2.95

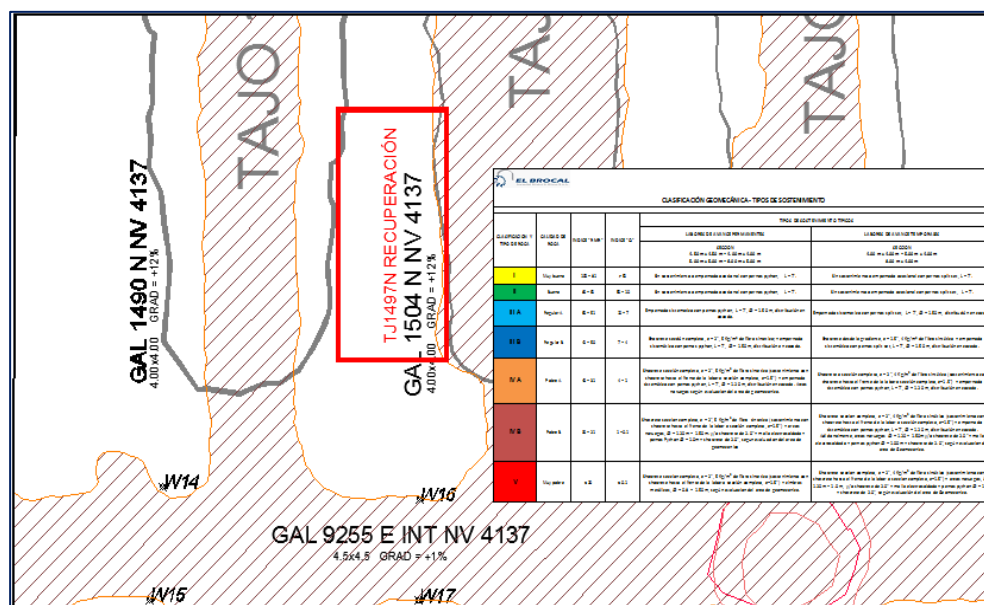
Fuente: Área de geomecánica

a. Calidad de roca en entorno del pilar

- El nivel 4137 se encuentra a una profundidad de 133 metros.
- El nivel 4137 está emplazado en un depósito de brechas de regular calidad geomecánica (RMR'=40-46).
- El dominio estructural predominante en la zona donde se emplazará la recuperación de pilares, cuenta con 02 familias de estructuras principales: J1: 70°/92° y J2: 60°/345°. El sistema de estructuras crítico para la estabilidad de las zonas a recuperar pilares será el sistema de fracturamiento J1, ya que se encuentra

dispuesta de forma paralela a los tajeos y presenta buzamiento (70°) originando zonas potencialmente inestables en las paredes de los tajos.

Figura 47 Plano Geo mecánico Nv4137



Fuente: Área de geomecánica

b. Cálculo de estabilidad

Los criterios usados para el análisis de estabilidad de los pilares y aberturas posterior a la recuperación del pilar intermedio son los siguientes:

c. Análisis de dimensiones por método gráfico de estabilidad

El procedimiento de diseño está basado principalmente en el cálculo de los siguientes parámetros:

- Numero de estabilidad (N') que representa la calidad del macizo rocoso para auto soportarse bajo una condición de esfuerzos dada.
- Factor de forma o radio hidráulico (S) que representa el tamaño y la forma del tajo analizado.

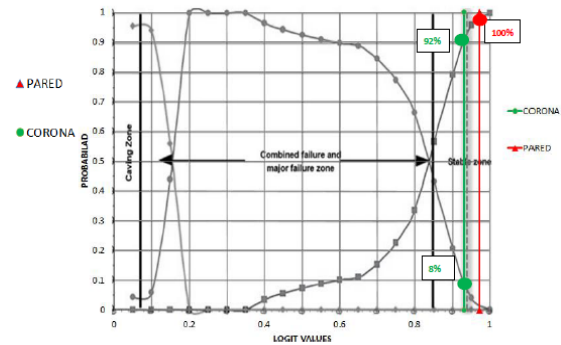
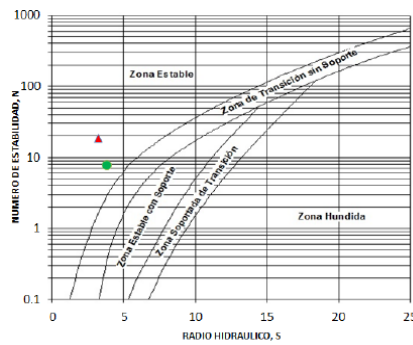
Figura 48 Cálculo de longitud máxima de recuperación TJI497N

Cuadro 01: Radio Hidráulico

SUPERFICIE DEL TAJO	RADIO HIDRAULICO, S		
	AREA M2	PERIMETRO	S
CORONA	264	70	3.8
PARED	165	52	3.2

Cuadro 02: Número de Estabilidad

SUPERFICIE DEL TAJO	NUMERO DE ESTABILIDAD, N						
	Q'	σ_c (MPa)	σ_1 (MPa)	A	B	C	N
CORONA	7.5	80	3.6	1.0	1.0	1.0	7.5
PARED	7.5	80	3.7	1.0	0.3	8.0	18



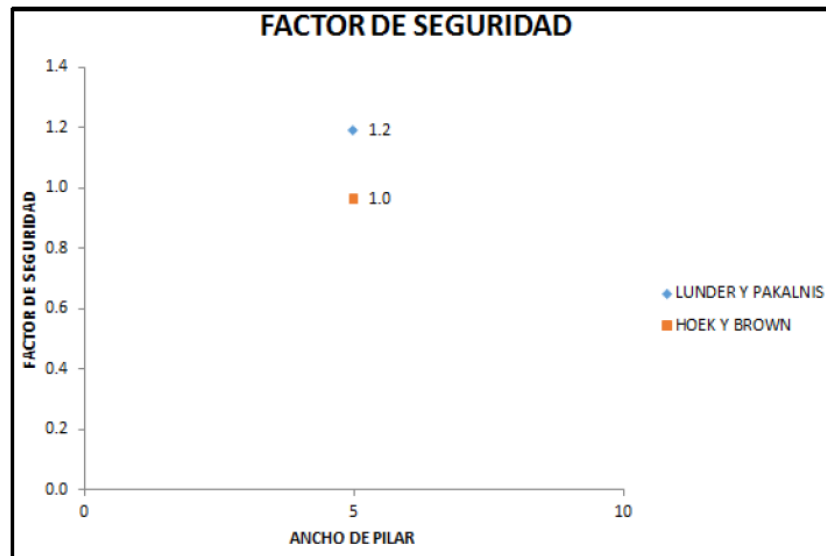
Fuente: Área de geomecánica

- Según el Gráfico de Estabilidad La pared y la corona del pilar de recuperación se encuentran en la zona estable.
- El gráfico de probabilidades nos indica que la probabilidad de falla de la corona es 8% y de la pared es 0%.

d. Método de Lunder&Pakalnis y Hoek&Brown

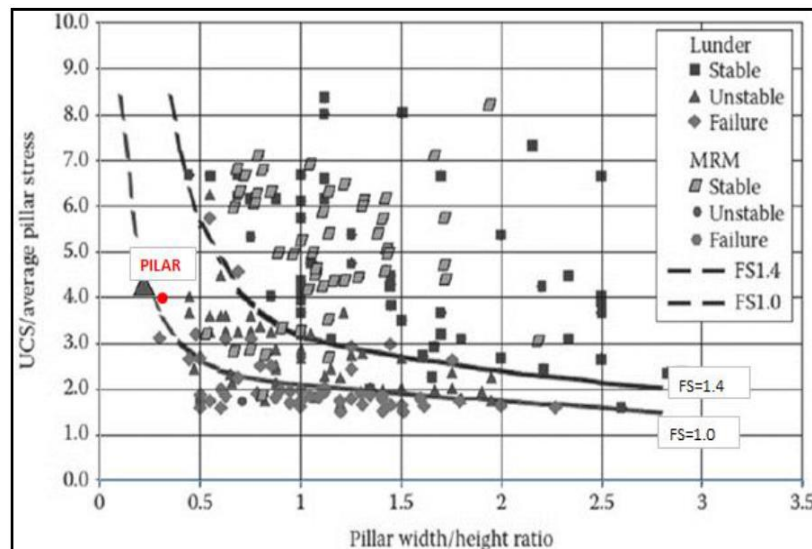
A través de los métodos empíricos de L&P y H&B se obtuvo el factor de seguridad de los pilares restantes para un ancho de pilar de 5 metros y un ancho de cámara de 23 m.

Figura 49 FS del Pilar por los Métodos de L&P y H&B



Fuente: Área de geomecánica

Figura 50 Gráfico de Resistencia de Pilares E. Villaescusa



Fuente: Área de geomecánica

Según el método gráfico de estabilidad de pilares (Villaescusa), los pilares restantes tienen un FS que varía entre 1 y 1.4, lo que nos indica que es de condición temporal originándose inestabilidades locales en el tiempo.

e. Diseño de Malla de Perforación

El diseño contempla los límites para una máxima recuperación del mineral tomando en cuenta los aspectos geológicos y geomecánicos.

La longitud máxima de minado se determinó según la evaluación geomecánica, se considera el tipo de rocas y factores influyentes como fallas, agua, etc. El diseño se realizará con Simba Modelo 1254 para mayor control de la desviación, con diámetro de perforación de 89mm o 64mm dependiente la zona de minado y longitud máxima de perforación de 25m. La Perforación de los taladros se realizarán desde la Galería de Preparación Principal (block Este – Oeste). La perforación se realizará en abanico, con la relación de Burden/Espaciamiento de acuerdo con el cálculo matemático de Langersford

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

$$B1_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$$

$$B2_{\max} = 0.046 \times D$$

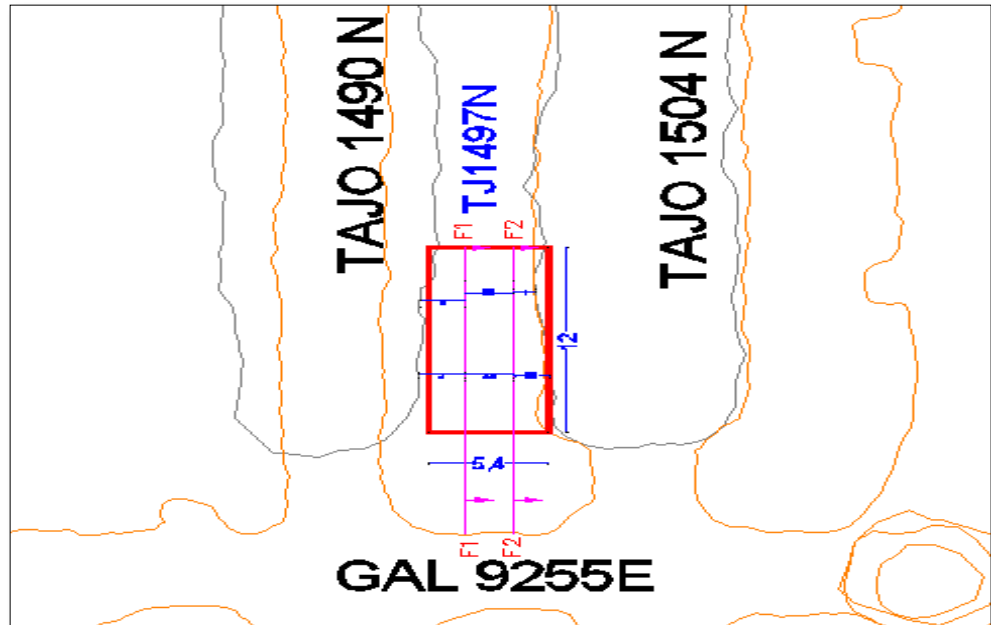
$$BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

LEYENDA	
Bmáx.	Burden Máximo
D	Diametro del taladro (mm)
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm3)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

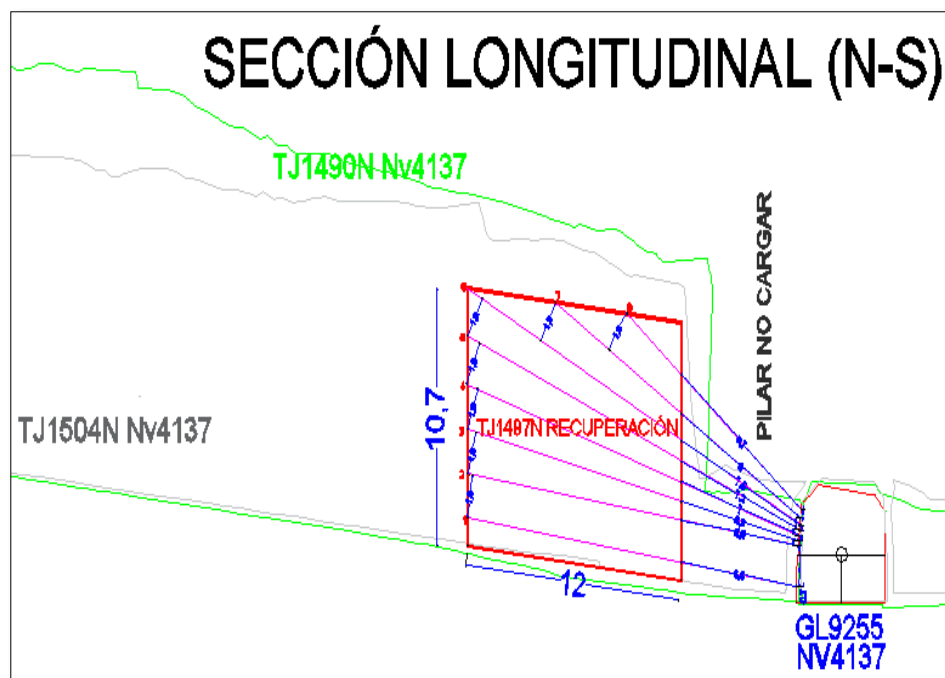
La cantidad de filas dependerá del ancho del Pilar a recuperar y tipo de roca.

Figura 51 *Planta del Pilar en Recuperación*



Fuente: Área de geomecánica

Figura 52 *Sección longitudinal del pilar en recuperación*



Fuente: Área de geomecánica

Tabla 27 *Detalle de Taladros (Longitud, N° Barras, Ángulo)*

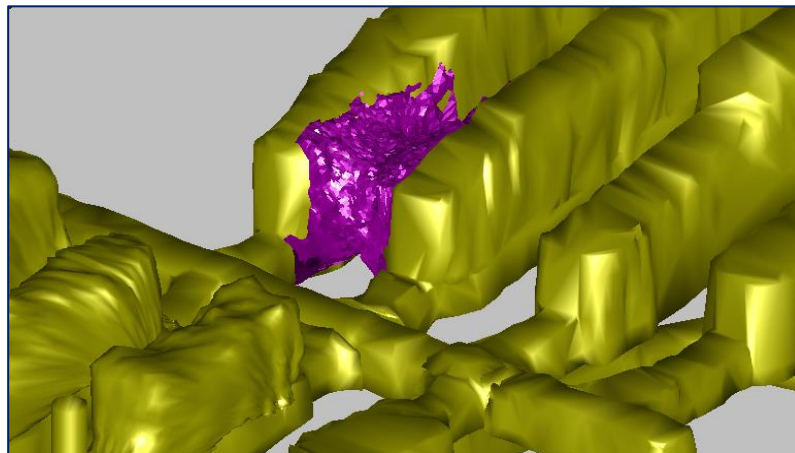
N° TAL	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO
1	18.69m.	12b + 0.69m.	9°
2	18.79m.	12b + 0.79m.	9°
3	19.13m.	12b + 1.13m.	14°
4	19.62m.	13b + 0.12m.	19°
5	20.28m.	13b + 0.78m.	23°
6	21.07m.	14b + 0.07m.	28°
7	16.38m.	10b + 1.38m.	33°
8	12.64m.	8b + 0.64m.	40°
TOTAL =	146.61m.		

Fuente: Área de geomecánica

f. Evaluación de Resultados

Después de realizarse la Voladura y Limpieza del Pilar, se realiza el Levantamiento Topográfico obteniéndose los siguientes resultados.

Figura 53 *Levantamiento Topográfico Pilar1497N Software MineSight*



Fuente: Área de geomecánica

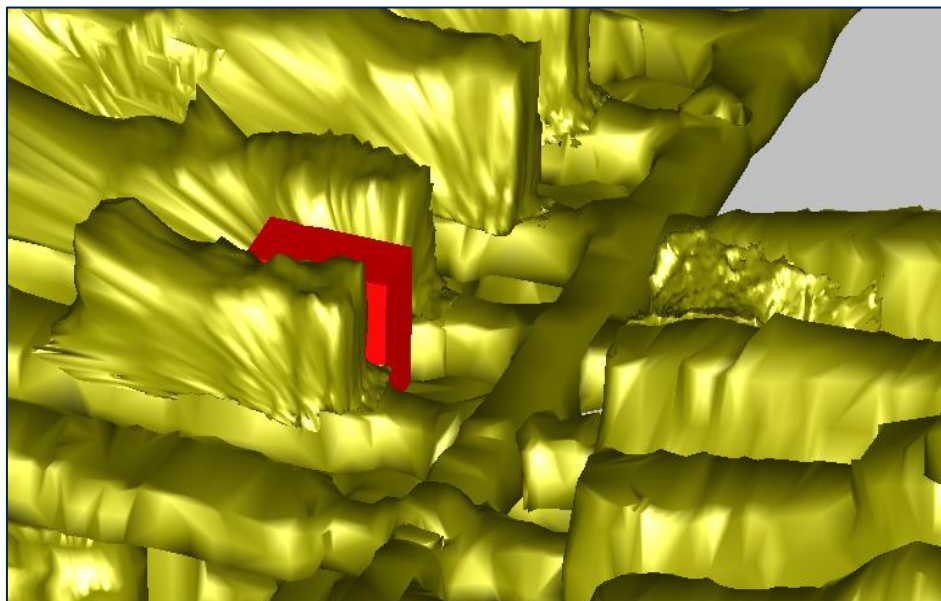
Tabla 28 *Tonelaje Recuperado del Pilar TJ1497N*

SECCIONES PROPUESTAS				SECCIONES CON EVALUACIÓN GEOMECÁNICA			LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO
Labor	Sección (m x m)	Long. (m)	Tonelaje (ton)	Sección (m x m)	Long. (m)	Tonelaje (ton)	Tonelaje Real (ton)
TJ1497N	5.40 x 10.70	12.00	2,219	5.40 x 10.70	12.00	2,219	2,209

Fuente: Área de geomecánica

4.2.5. Evaluación del pilar de recuperación TJ1497S NV4137

Figura 54 *Pilar 1497S Software MineSight*



Fuente: Área de geomecánica

Tabla 29 *Valores del Pilar TJ1497S*

<i>Tipo Mineral</i>	<i>Tipo Minado</i>	<i>Sector</i>	<i>Block</i>	<i>Labor</i>	<i>Nivel</i>	<i>Sección (m x m)</i>	<i>Long. (m)</i>	<i>Tonelaje (ton)</i>	<i>Cu %</i>
Económico	Realce	Sur Oeste	9255	TJ1497S	4137	5.40 x 10.80	11.00	2,053	3.01

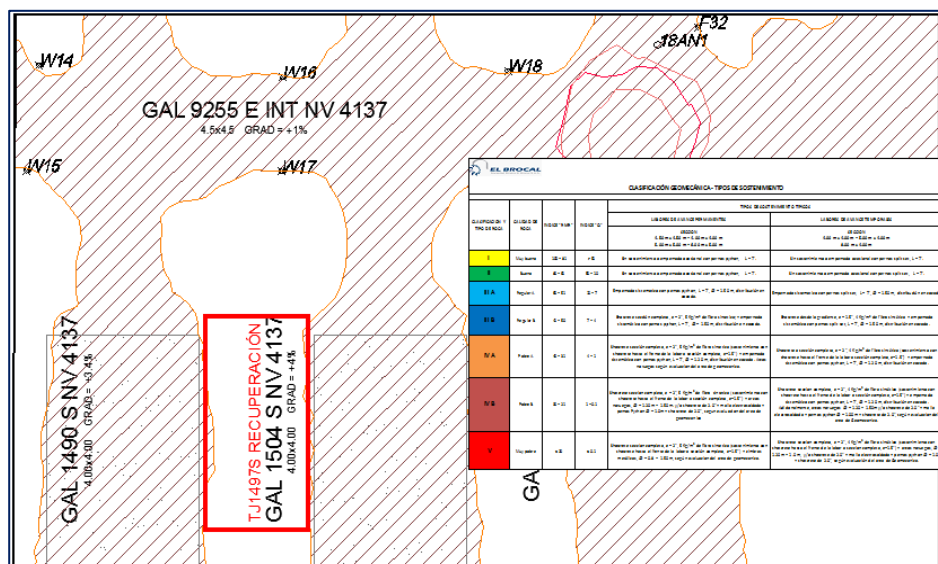
Fuente: Área de geomecánica

a. Calidad de roca en entorno del pilar

- El nivel 4137 se encuentra a una profundidad de 133 metros.
- El nivel 4137 está emplazado en un depósito de brechas de regular calidad geomecánica (RMR'=40-46).
- El dominio estructural predominante en la zona donde se emplazará la recuperación de pilares, cuenta con 02 familias de estructuras principales: J1: 70°/92° y J2: 60°/345°. El sistema de estructuras crítico para la estabilidad de las zonas a recuperar pilares será el sistema de fracturamiento J1, ya que se encuentra dispuesta de forma paralela a los tajeos y presenta buzamiento

(70°) originando zonas potencialmente inestables en las paredes de los tajos.

Figura 55 Plano Geo mecánico Nv4137



Fuente: Área de geomecánica

b. Cálculo de estabilidad

Los criterios usados para el análisis de estabilidad de los pilares y aberturas posterior a la recuperación del pilar intermedio son los siguientes:

c. Análisis de dimensiones por método gráfico de estabilidad

El procedimiento de diseño está basado principalmente en el cálculo de los siguientes parámetros:

- Numero de estabilidad (N') que representa la calidad del macizo rocoso para auto soportarse bajo una condición de esfuerzos dada.
- Factor de forma o radio hidráulico (S) que representa el tamaño y la forma del tajo analizado.

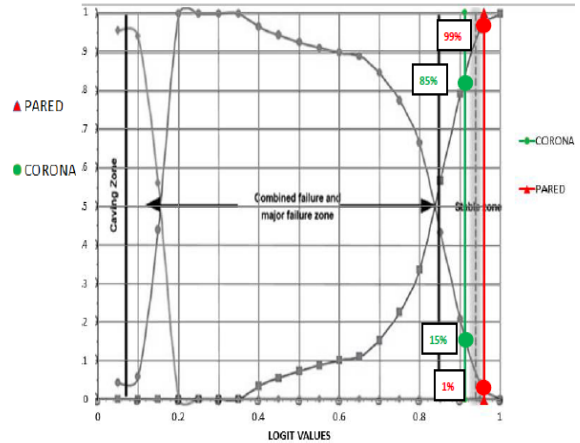
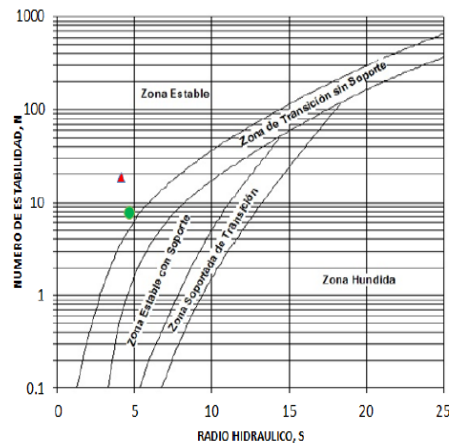
Figura 56 Cálculo de longitud máxima de recuperación para el TJI497S

Cuadro 01: Radio Hidráulico

SUPERFICIE DEL TAJO	RADIO HIDRAULICO, S		
	AREA M2	PERIMETRO	S
CORONA	360	78	4.6
PARED	270	66	4.1

Cuadro 02: Número de Estabilidad

SUPERFICIE DEL TAJO	NUMERO DE ESTABILIDAD, N						
	Q'	σ_c (MPa)	σ_1 (MPa)	A	B	C	N
CORONA	7.5	80	3.6	1.0	1.0	1.0	7.5
PARED	7.5	80	3.3	1.0	0.3	8.0	18



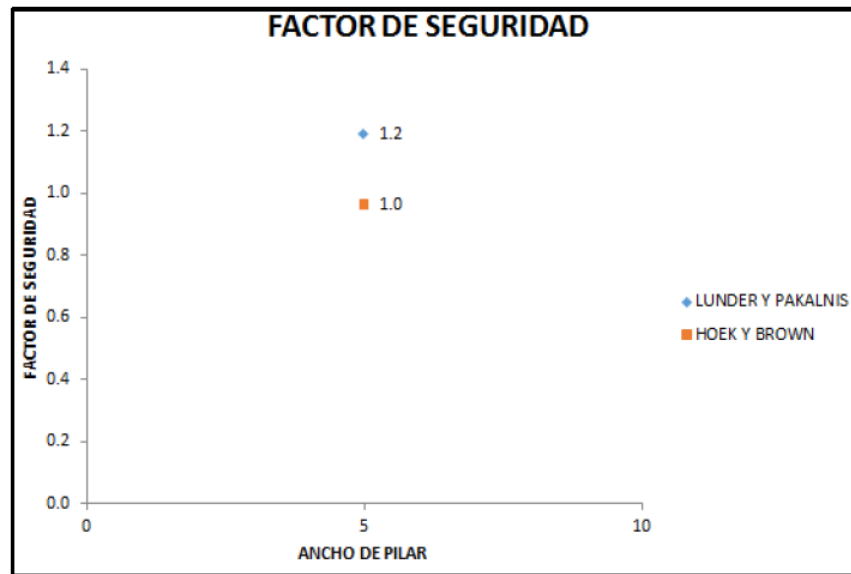
Fuente: Área de geomecánica

- Según el Gráfico de Estabilidad La pared y la corona del pilar de recuperación se encuentran en la zona estable.
- El gráfico de isoprobabilidades nos indica que la probabilidad de falla de la corona es 15% y de la pared es 1%.

d. Método de Lunder&Pakalnis y Hoek&Brown

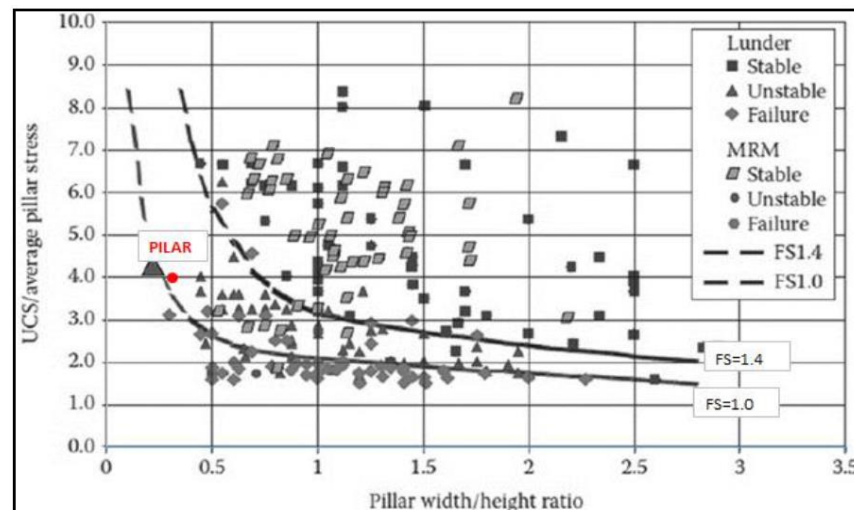
A través de los métodos empíricos de L&P y H&B se obtuvo el factor de seguridad de los pilares restantes para un ancho de pilar de 5 metros y un ancho de cámara de 23 m.

Figura 57 FS del Pilar por los Métodos de L&P y H&B



Fuente: Área de geomecánica

Figura 58 Resistencia de pilares E. Villaescusa



Fuente: Área de geomecánica

Según el método gráfico de estabilidad de pilares (Villaescusa), los pilares restantes tienen un FS que varía entre 1 y 1.4, lo que nos indica que es de condición temporal originándose inestabilidades locales en el tiempo.

e. Diseño de malla de perforación

El diseño contempla los límites para una máxima recuperación del mineral tomando en cuenta los aspectos geológicos y geomecánicos.

La longitud máxima de minado se determinó según la evaluación geomecánica, se considera el tipo de rocas y factores influyentes como fallas, agua, etc.

El diseño se realizará con Simba Modelo 1254 para mayor control de la desviación, con diámetro de perforación de 89mm o 64mm dependiendo la zona de minado y longitud máxima de perforación de 25m.

La Perforación de los taladros se realizarán desde la galería de preparación principal (block Este – Oeste).

La perforación se realizará en abanico, con la relación de Burden/Espaciamiento de acuerdo con el cálculo matemático de Langersford.

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

$$B1_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$$

$$B2_{\max} = 0.046 \times D$$

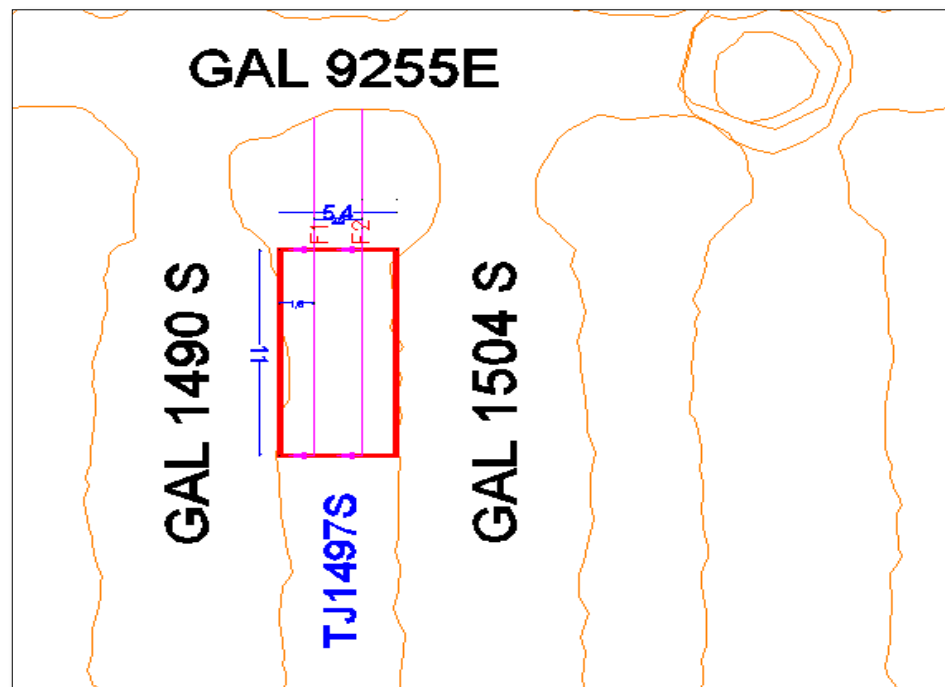
$$BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

LEYENDA	
B_{máx.}	Burden Máximo
D	Diametro del taladro (mm)
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm3)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

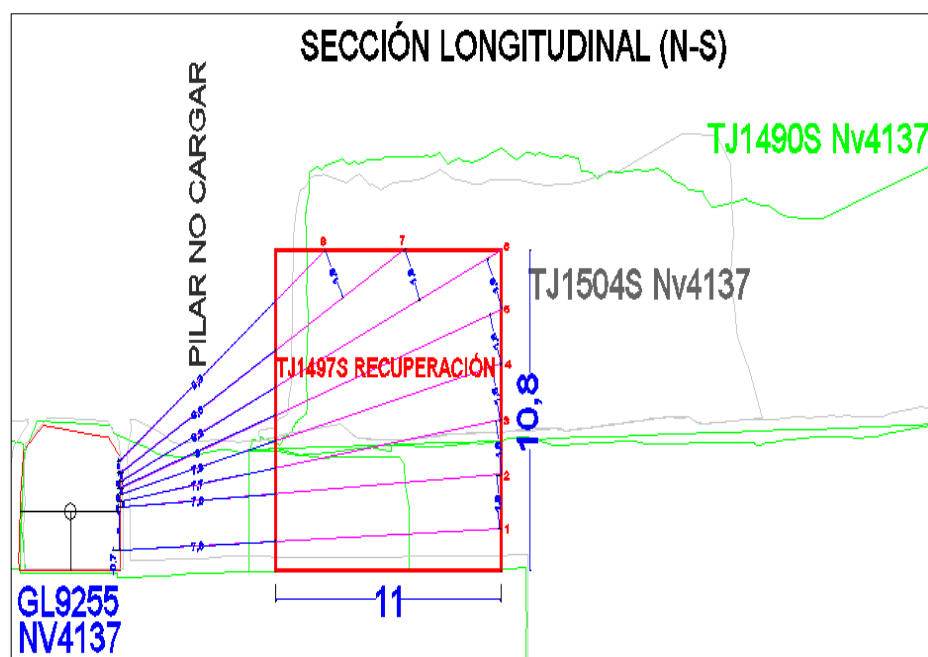
La cantidad de filas dependerá del ancho del Pilar a recuperar y tipo de roca.

Figura 59 *Planta del Pilar en Recuperación*



Fuente: Área de geomecánica

Figura 60 Sección Longitudinal del Pilar en Recuperación



Fuente: Área de geomecánica

Tabla 30 Detalle de Taladros (Longitud, N° Barras, Ángulo)

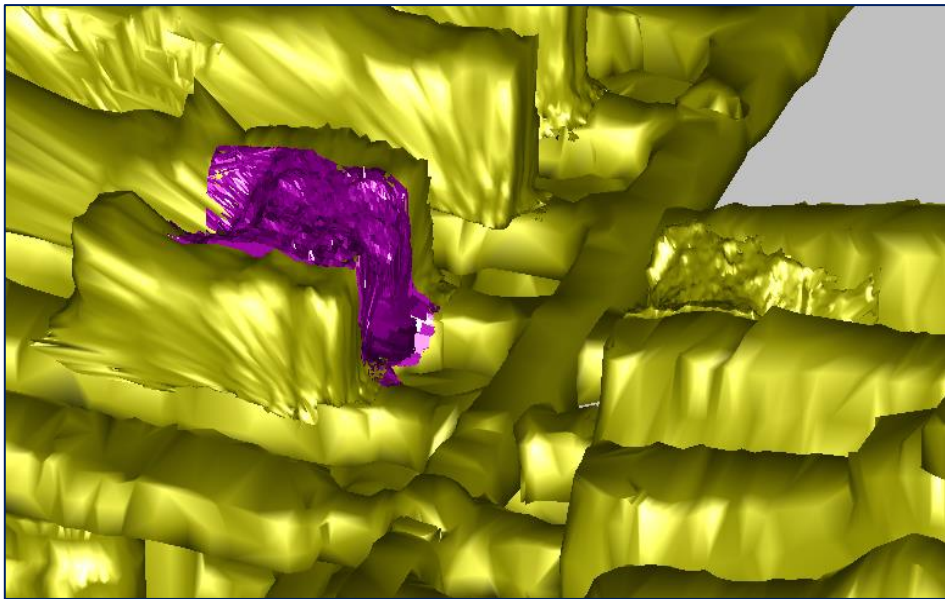
N° TAL	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO
1	18.61m.	12b + 0.61m.	2°
2	18.63m.	12b + 0.63m.	3°
3	18.8m.	12b + 0.8m.	8°
4	19.11m.	12b + 1.11m.	13°
5	19.56m.	13b + 0.06m.	18°
6	20.16m.	13b + 0.66m.	23°
7	15.71m.	10b + 0.71m.	28°
8	12.25m.	8b + 0.25m.	35°
TOTAL =	142.82m.		

Fuente: Área de geomecánica

f. Evaluación de Resultados

Después de realizarse la Voladura y Limpieza del Pilar, se realiza el Levantamiento Topográfico obteniéndose los siguientes resultados.

Figura 61 Levantamiento Topográfico Pilar1497S Software MineSight



Fuente: Área de geomecánica

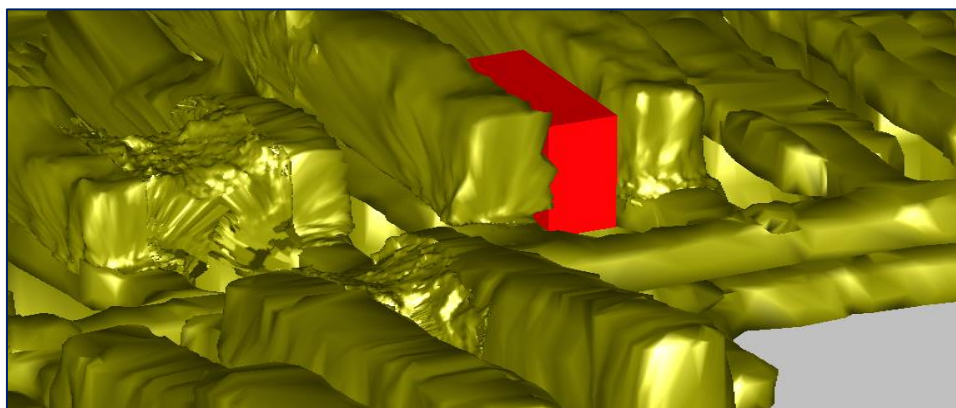
Tabla 31 Tonelaje Recuperado del Pilar TJ1497S

<u>SECCIONES PROPUESTAS</u>				<u>SECCIONES CON EVALUACIÓN GEOMECÁNICA</u>			<u>LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO</u>
<i>Labor</i>	<i>Sección (m x m)</i>	<i>Long. (m)</i>	<i>Tonelaje (ton)</i>	<i>Sección (m x m)</i>	<i>Long. (m)</i>	<i>Tonelaje (ton)</i>	<i>Tonelaje Real (ton)</i>
TJ1497S	5.40 x 10.80	11.00	2,053	5.40 x 10.80	11.00	2,053	2,076

Fuente: Área de geomecánica

4.2.6. Evaluación de la malla de recuperación TJ1469S NV4137

Figura 62 Pilar 1469S Software MineSight



Fuente: Área de geomecánica

Tabla 32 *Valores del Pilar TJ1469S*

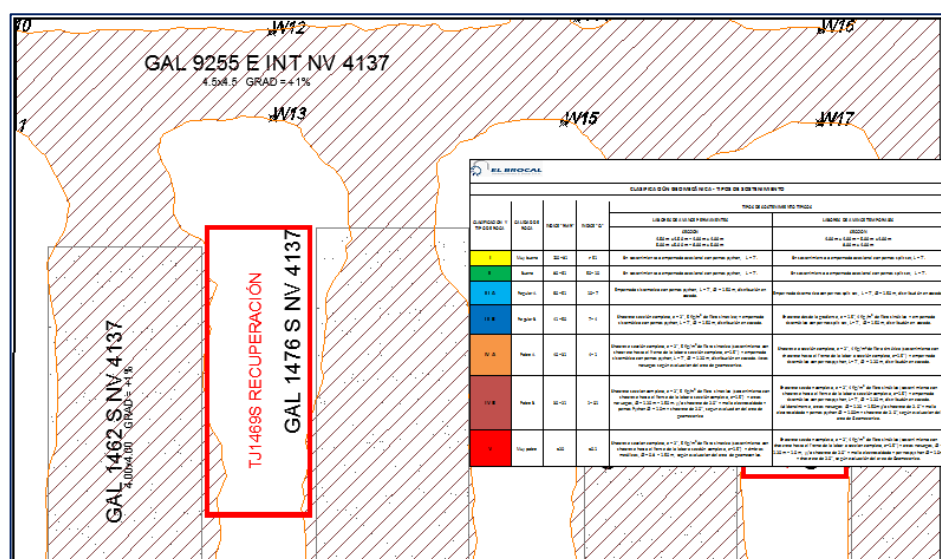
<i>Tipo Mineral</i>	<i>Tipo Minado</i>	<i>Sector</i>	<i>Block</i>	<i>Labor</i>	<i>Nivel</i>	<i>Sección (m x m)</i>	<i>Long. (m)</i>	<i>Tonelaje (ton)</i>	<i>Cu %</i>
Económico	Realce	Sur Oeste	9255	TJ1469S	4137	5.40 x 13.00	15.00	3,370	3.05

Fuente: Área de geomecánica

a. Calidad de roca en entorno del pilar

- El nivel 4137 se encuentra a una profundidad de 133 metros.
- El nivel 4137 está emplazado en un depósito de brechas de regular calidad geomecánica ($RMR'=40-46$).
- El dominio estructural predominante en la zona donde se emplazará la recuperación de pilares, cuenta con 02 familias de estructuras principales: J1: $70^{\circ}/92^{\circ}$ y J2: $60^{\circ}/345^{\circ}$. El sistema de estructuras crítico para la estabilidad de las zonas a recuperar pilares será el sistema de fracturamiento J1, ya que se encuentra dispuesta de forma paralela a los tajeos y presenta buzamiento (70°) originando zonas potencialmente inestables en las paredes de los tajos.

Figura 63 *Plano Geo mecánico Nv4137*



Fuente: Área de geomecánica

b. Cálculo de estabilidad

- Los criterios usados para el análisis de estabilidad de los pilares y aberturas posterior a la recuperación del pilar intermedio son los siguientes:

c. Análisis de dimensiones por método gráfico de estabilidad

El procedimiento de diseño está basado principalmente en el cálculo de los siguientes parámetros:

- Numero de estabilidad (N') que representa la calidad del macizo rocoso para auto soportarse bajo una condición de esfuerzos dada.
- Factor de forma o radio hidráulico (S) que representa el tamaño y la forma del tajo analizado.

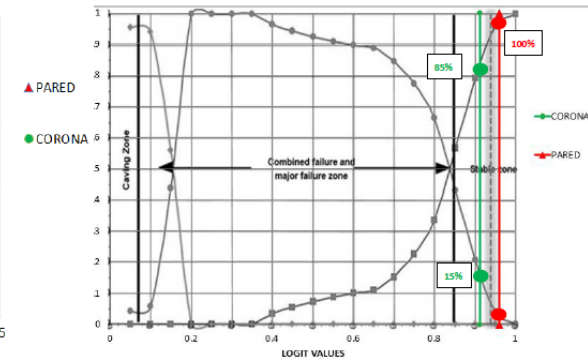
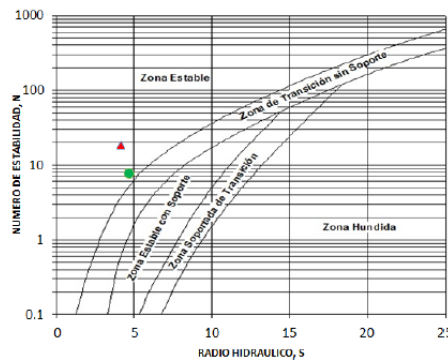
Figura 64 Cálculo de longitud máxima de recuperación TJI469S

Cuadro 01: Radio Hidráulico

SUPERFICIE DEL TAJO	RADIO HIDRAULICO, S		
	AREA M2	PERIMETRO	S
CORONA	360	78	4.6
PARED	165	52	3.2

Cuadro 02: Número de Estabilidad

SUPERFICIE DEL TAJO	NUMERO DE ESTABILIDAD, N						
	Q'	σ_c (MPa)	σ_1 (MPa)	A	B	C	N
CORONA	7.5	80	3.6	1.0	1.0	1.0	7.5
PARED	7.5	80	3.3	1.0	0.3	8.0	18



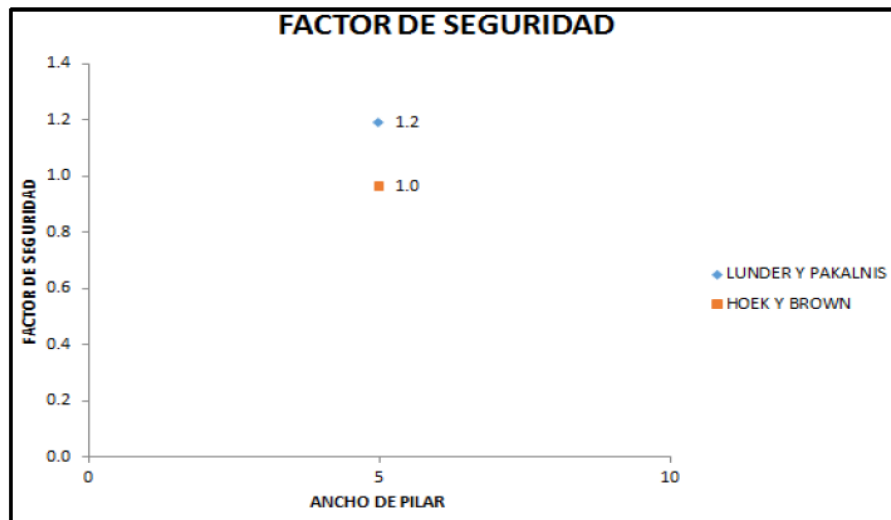
Fuente: Área de geomecánica

- Según el Gráfico de Estabilidad La pared y la corona del pilar de recuperación se encuentran en la zona estable.
- El gráfico de isoprobabilidades nos indica que la probabilidad de falla de la corona es 15% y de la pared es 0%.

d. Método de Lunder&Pakalnis y Hoek&Brown:

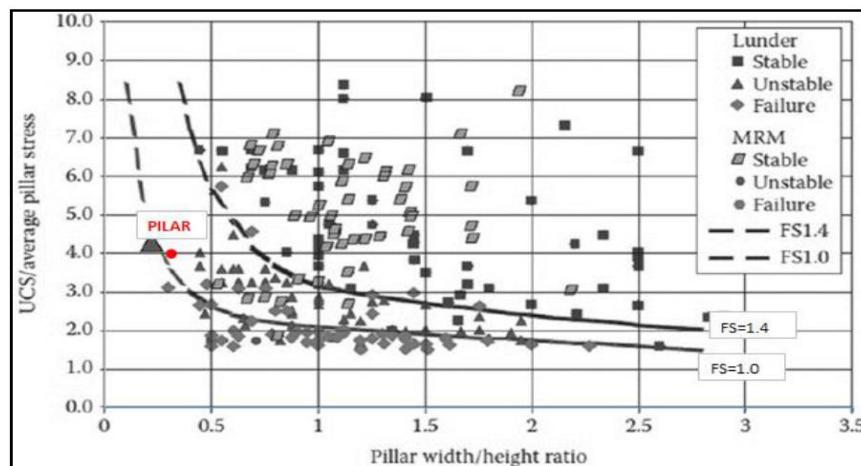
A través de los métodos empíricos de L&P y H&B se obtuvo el factor de seguridad de los pilares restantes para un ancho de pilar de 5 metros y un ancho de cámara de 23 m.

Figura 65 FS del Pilar por los Métodos de L&P y H&B



Fuente: Área de geomecánica

Figura 66 Resistencia de pilares E. Villaescusa



Fuente: Área de geomecánica

Según el método gráfico de estabilidad de pilares (Villaescusa), los pilares restantes tienen un FS que varía entre 1 y 1.4, lo que nos indica que es de condición temporal originándose inestabilidades locales en el tiempo.

e. Diseño de malla de perforación

El diseño contempla los límites para una máxima recuperación del mineral tomando en cuenta los aspectos geológicos y geomecánicos.

La longitud máxima de minado se determinó según la evaluación geomecánica, se considera el tipo de rocas y factores influyentes como fallas, agua, etc.

El diseño se realizará con Simba Modelo 1254 para mayor control de la desviación, con diámetro de perforación de 89mm o 64mm dependiente la zona de minado y longitud máxima de perforación de 25m.

La Perforación de los taladros se realizarán desde la Galería de Preparación Principal (block Este – Oeste).

La perforación se realizará en abanico, con la relación de Burden/Espaciamiento de acuerdo con el cálculo matemático de Langersford.

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

$$B1_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$$
$$B2_{\max} = 0.046 \times D$$

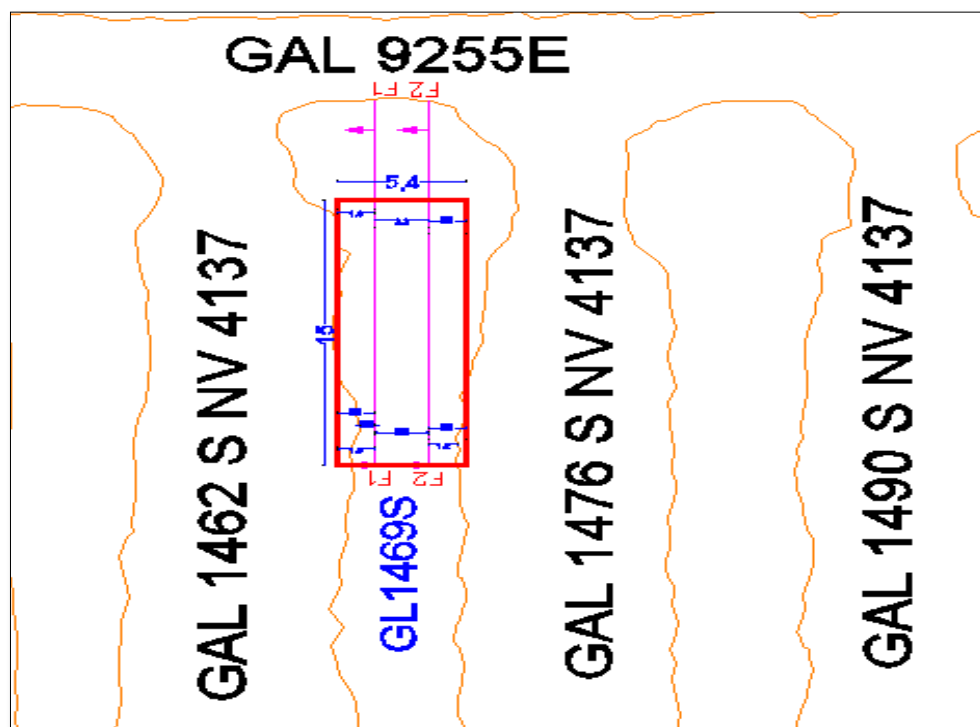
$$BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

LEYENDA	
Bmáx.	Burden Máximo
D	Diámetro del taladro (mm)
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm3)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

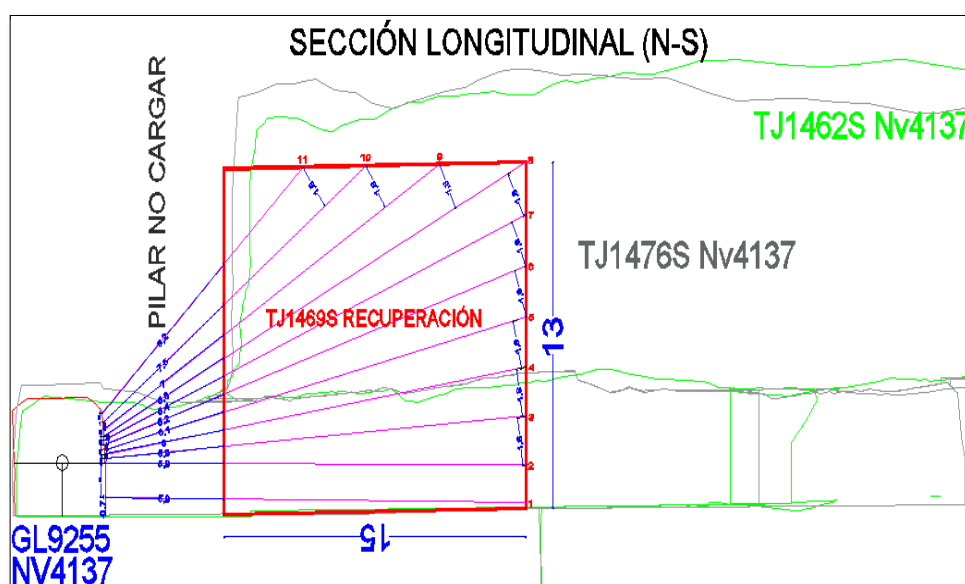
La cantidad de filas dependerá del ancho del Pilar a recuperar y tipo de roca.

Figura 67 *Planta del Pilar en Recuperación*



Fuente: Área de geomecánica

Figura 68 *Sección longitudinal del pilar en recuperación*



Fuente: Área de geomecánica

Tabla 33 *Detalle de Taladros (Longitud, N° Barras, Ángulo)*

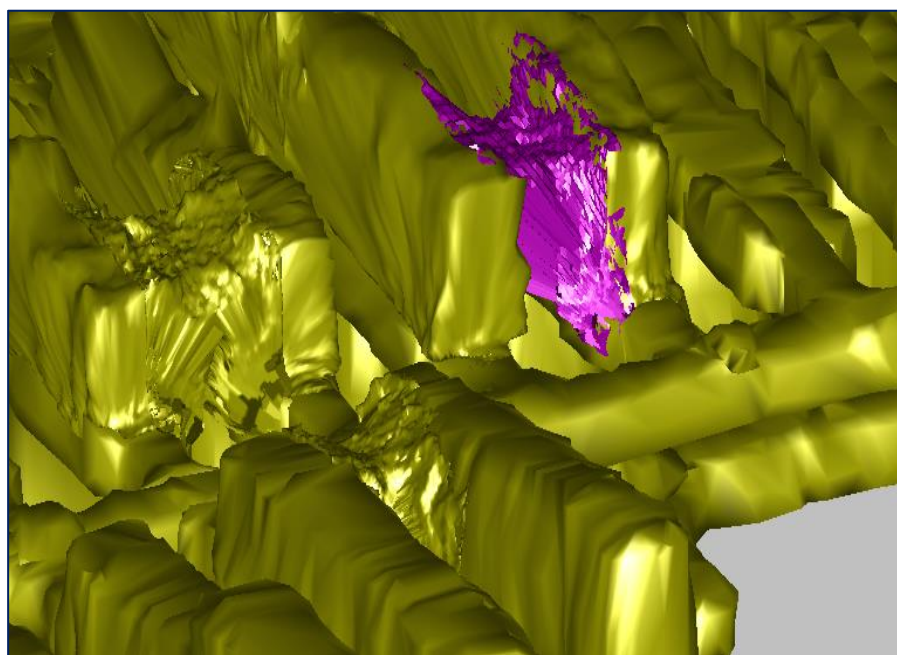
N° TAL	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO
1	20.87m.	13b + 1.37m.	1°
2	20.89m.	13b + 1.39m.	0°
3	20.95m.	13b + 1.45m.	4°
4	21.16m.	14b + 0.16m.	9°
5	21.5m.	14b + 0.5m.	13°
6	21.98m.	14b + 0.98m.	18°
7	22.59m.	15b + 0.09m.	22°
8	23.34m.	15b + 0.84m.	26°
9	19.42m.	12b + 1.42m.	31°
10	16.25m.	10b + 1.25m.	37°
11	13.6m.	9b + 0.1m.	43°
TOTAL =	222.54m.		

Fuente: Área de geomecánica

f. Evaluación de resultados

Después de realizarse la Voladura y Limpieza del Pilar, se realiza el Levantamiento Topográfico obteniéndose los siguientes resultados.

Figura 69 *Levantamiento Topográfico Pilar Software MineSight*



Fuente: Área de geomecánica

Tabla 34 Tonelaje recuperado del Pilar TJ1469S

<u>SECCIONES PROPUESTAS</u>				<u>SECCIONES CON EVALUACIÓN</u>			<u>LEVANTAMIENTO</u>
				<u>GEOMECÁNICA</u>			<u>TOPOGRÁFICO</u>
<i>Labor</i>	<i>Sección (m x m)</i>	<i>Long. (m)</i>	<i>Tonelaje (ton)</i>	<i>Sección (m x m)</i>	<i>Long. (m)</i>	<i>Tonelaje (ton)</i>	<i>Tonelaje Real (ton)</i>
TJ1469S	5.40 x 13.00	15.00	3,370	5.40 x 13.00	15.00	3,370	3,229

Fuente: Área de geomecánica

4.3. Prueba de hipótesis

4.3.1. Hipótesis general

Se planteo la siguiente hipótesis “Con el rediseño de la malla de perforación y voladura se optimiza la recuperación de pilares del método de explotación sublevel stoping en la zona marca punta Norte de la Sociedad Minera El Brocal”. Tal como se muestra en el análisis y resultados de la evaluación geomecánica de los pilares y el diseño de malla de perforación; se obtiene una mejora significativa en la recuperación de los pilares. Quedando demostrado la hipótesis planteada.

4.3.2. Hipótesis específicas

a. Prueba de la primera hipótesis específica

La primera hipótesis específica plantea: “Con la evaluación geomecánica para la malla de perforación y voladura se optimiza la recuperación de pilares del método de explotación sublevel stoping en la zona marca punta Norte de la Sociedad Minera El Brocal”. De acuerdo con las muestras tomadas de los pilares para optimizar la recuperación y al realizar el proceso y análisis de la evaluación geomecánica correspondiente se demuestra que se puede realizar un diseño de perforación más confiable tal que permite optimizar la

recuperación de pilares en relación con el diseño anterior; por lo que concluimos que se tiene una mejora en cuanto al tonelaje.

b. Prueba de la segunda hipótesis específica

La segunda hipótesis específica plantea: “Con un nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se optimiza la recuperación de pilares del método de explotación sublevel stoping en la zona marca punta Norte de la Sociedad Minera El Brocal”. De acuerdo con las muestras tomadas de los pilares y luego de realizar una evaluación geomecánica con los resultados, se realiza un diseño de la perforación más eficiente; mediante el análisis e interpretación correspondiente se concluye que se optimiza la recuperación de los pilares, quedando demostrada la hipótesis.

4.4. Discusión de resultados

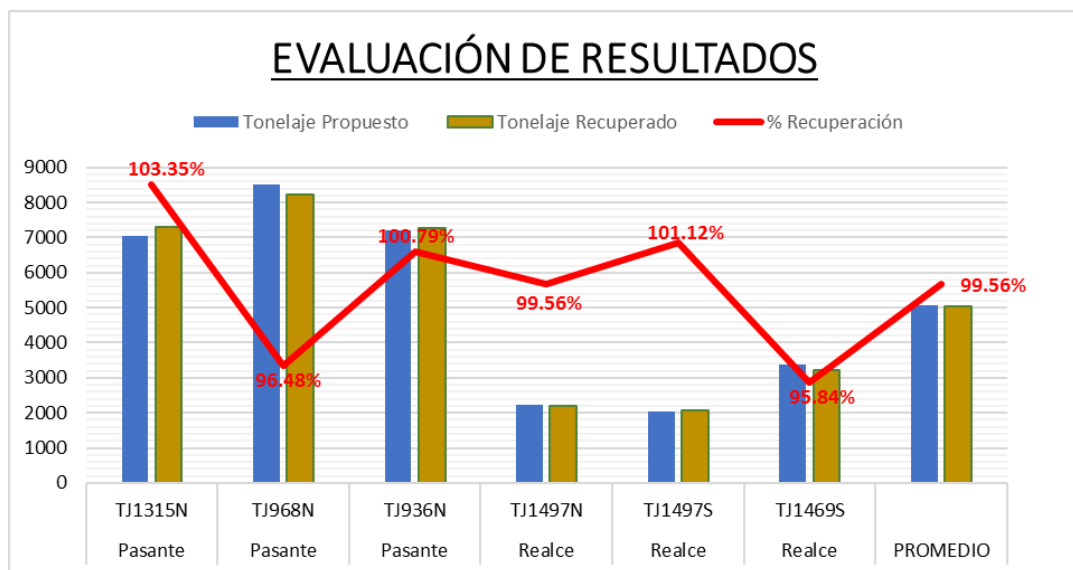
En relación con el título de la investigación “Con el rediseño de la malla de perforación y voladura se optimiza la recuperación de pilares del método de explotación sublevel stoping en la zona marca punta Norte de la Sociedad Minera El Brocal” Los resultados que se han logrado y los que se vienen logrando son satisfactorios tanto en el control de la estabilidad de los pilares como en la eficiencia de la Recuperación, se puede notar resultados bastante significativos, desde el punto de vista de optimizar la recuperación, estos resultados se pueden observar claramente en la tabla 12.

Tabla 35 Relación de Resultados en la recuperación de pilares

Tipo Minado	Labor	Tonelaje Propuesto	Tonelaje Recuperado	% Recuperación
Pasante	TJ1315N	7,056	7,292	103.35%
Pasante	TJ968N	8,509	8,210	96.48%
Pasante	TJ936N	7,219	7,276	100.79%
Realce	TJ1497N	2,219	2,209	99.56%
Realce	TJ1497S	2,053	2,076	101.12%
Realce	TJ1469S	3,370	3,229	95.84%
PROMEDIO		5,071	5,049	99.56%

Fuente: Elaboración propia

Figura 70 Evaluación de Resultados en la recuperación de pilares



Fuente: Elaboración propia

A partir de los resultados obtenidos en la investigación, de la figura 13 podemos deducir:

Con la aplicación del rediseño de la malla de perforación y voladura se optimiza la recuperación de pilares del método de explotación sublevel stoping.

En cuanto a la recuperación del pilar Tj.1315N el tonelaje propuesto es de 7, 056 y el recuperado es de 7, 292 toneladas, significando un 103.35 %.

En la recuperación del Tj. 968N el tonelaje propuesto es de 8, 509 y el recuperado es de 8, 210 toneladas, significando un 96.48%.

En la recuperación del Tj. 936N el tonelaje propuesto es de 7, 219 y el recuperado es de 7, 276 toneladas, significando un 100.79 %.

En la recuperación del Tj. 1497N el tonelaje propuesto es de 2, 219 y el recuperado es de 2, 209 toneladas, significando un 99.56 %.

En la recuperación del Tj. 1497S el tonelaje propuesto es de 2, 053 y el recuperado es de 2, 076 toneladas, significando un 101.12 %.

En la recuperación del Tj. 1469S el tonelaje propuesto es de 3, 370 y el recuperado es de 3, 229 toneladas, significando un 99.56 %. Finalmente podemos notar que, de los 6 Pilares propuestos, llegamos a tener en Promedio el 99.56% en Recuperación.

CONCLUSIONES

1. Con la evaluación geomecánica de los pilares se logra conocer las características para poder diseñar la malla de perforación de estos.
2. Con un diseño eficiente de la malla de perforación se logra optimizar la recuperación de pilares de la zona Marca punta.
3. Para el dimensionamiento de mallas de perforación, fueron evaluados diferentes longitudes de pilar entre las Zona Norte, Sur Este y Sur Oeste. Los resultados arrojados en términos de recuperación y tonelaje son los siguientes:

<i>Tipo Mineral</i>	<i>Tipo Minado</i>	<i>Sector</i>	<i>Block</i>	<i>Labor</i>	<i>Nivel</i>	<i>Sección (m x m)</i>	<i>Long. (m)</i>	<i>% Recuperación</i>
Económico	Pasante	Sur Este	9022	TJ1315N	4092	5.00 x 24.50	18.00	103.35%
Económico	Pasante	Norte	150	TJ968N	4200	8.00 x 27.70	12.00	96.48%
Económico	Pasante	Norte	150	TJ936N	4200	8.00 x 23.50	12.00	100.79%
Económico	Realce	Sur Oeste	9255	TJ1497N	4137	5.40 x 10.70	12.00	99.56%
Económico	Realce	Sur Oeste	9255	TJ1497S	4137	5.40 x 10.80	11.00	101.12%
Económico	Realce	Sur Oeste	9255	TJ1469S	4137	5.40 x 13.00	15.00	95.84%

4. La evaluación de longitudes de pilares muestra una disminución del tonelaje de mineral recuperación, al pasar desde una longitud de 18m a una longitud de 11m.

<i>Tipo Mineral</i>	<i>Tipo Minado</i>	<i>Sector</i>	<i>Block</i>	<i>Labor</i>	<i>Nivel</i>	<i>Sección (m x m)</i>	<i>Long. (m)</i>	<i>Tonelaje Recuperado</i>
Económico	Pasante	Sur Este	9022	TJ1315N	4092	5.00 x 24.50	18.00	7,292
Económico	Pasante	Norte	150	TJ968N	4200	8.00 x 27.70	12.00	8,210
Económico	Pasante	Norte	150	TJ936N	4200	8.00 x 23.50	12.00	7,276
Económico	Realce	Sur Oeste	9255	TJ1497N	4137	5.40 x 10.70	12.00	2,209
Económico	Realce	Sur Oeste	9255	TJ1497S	4137	5.40 x 10.80	11.00	2,076
Económico	Realce	Sur Oeste	9255	TJ1469S	4137	5.40 x 13.00	15.00	3,229

5. No existe una tendencia de dilución, ya que estos Pilares a recuperarse son aquellas que están intermedias a labores ya explotadas y cuyas leyes son las siguientes:

<i>Tipo Mineral</i>	<i>Tipo Minado</i>	<i>Sector</i>	<i>Block</i>	<i>Labor</i>	<i>Nivel</i>	<i>Cu %</i>
Económico	Pasante	Sur Este	9022	TJ1315N	4092	2.98
Económico	Pasante	Norte	150	TJ968N	4200	2.34
Económico	Pasante	Norte	150	TJ936N	4200	2.83
Económico	Realce	Sur Oeste	9255	TJ1497N	4137	2.95
Económico	Realce	Sur Oeste	9255	TJ1497S	4137	3.01
Económico	Realce	Sur Oeste	9255	TJ1469S	4137	3.05

6. La longitud de pilar óptimo, en términos de recuperación y estabilidad, es de 12m.

RECOMENDACIONES

1. La Recuperación es recomendable en terrenos de Tipo IIIB en los cuáles se tendrá mayor estabilidad. Sin embargo, esta situación es diferente cuando la recuperación se da en terrenos de Tipo IVB.
2. Se recomienda considerar la dilución, con la propuesta inicial de seguir realizando la recuperación ya que esto permite obtener mejores resultados en cuánto a Ley Promedio de Cu en el Plan Mensual/ Anual de la Empresa.
3. Es recomendable un correcto diseño de Malla de Perforación ya que permite eliminar la sobre rotura en la longitud de esta la cual podría traducirse en eventos inesperados.
4. Es muy recomendable controlar los diseños y límites propuestos ya que permiten la ejecución de un método de minado más seguro y además incrementará la utilización de los equipos y recursos para los niveles de explotación.
5. Se recomienda rellenar el pilar recuperado con la finalidad de tener mayor estabilidad y prevenir futuros incidentes.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Mamani, C. (2016). *Tesis Diseño de Explotación de Tajos y su Incidencia en los Costos Unitarios de la Compañía Minera Ananea S.A.* Puno, Perú.
- EACH CHUNGAR, E. (de 2014). *Cartilla de Proceso de explotación.* Lima, Perú.
- EXSA S.A. (2018). *Manual Práctico de Voladura.* Lima, Perú: Departamento Técnico de EXSA S.A.
- FAMESA, E. (2019). *Manual de Perforación y Voladura.* Lima, Perú: Editorial CASAS.
- López, C. (2005). *Explotación de tajos.* Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid.
- Tolentino, V. (2012). *Métodos de Excavación.* UNI-Perú.
- Palomino, U. (2017). *Minado por sub-niveles con taladros largos en cuerpos y vetas, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.* Universidad Nacional de Huamanga.
- Cotrina, Ch. (2016). *Evaluación de Mallas de Extracción en Función de la Recuperación Y Dilución del Método de Explotación Sub Level Caving en La Mina Yauricocha.* Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Sulca, R. (2019). *Evaluación Técnico-Económica del Minado por Sub-Niveles con Taladros Largos en Mantos - en la U.E.A. Colquijirca - Sociedad Minera El Brocal S.A.A.* Universidad Nacional de Huamanga.
- Diederichs, M. & Kaiser, P. (1996). *Rock Instability and Risk Analyses in Open Stope Mine Design.* Canada, Geotech.
- Lipalile, M. & Tunono, A. (2005). *Geotechnical considerations in the design of the MOCB mining method at Konkola No. 3 shaft.* Primera edición. España.
- Brady, B. & Brown, E. (2005). *Rock mechanics for Underground Mining.* Third Edition Kluwer Academic Publishers.

DCR Ingenieros. (2008). *Minado de Marcapunta Norte – Mina Colquijirca*. Informe de Estudio Geomecánico.

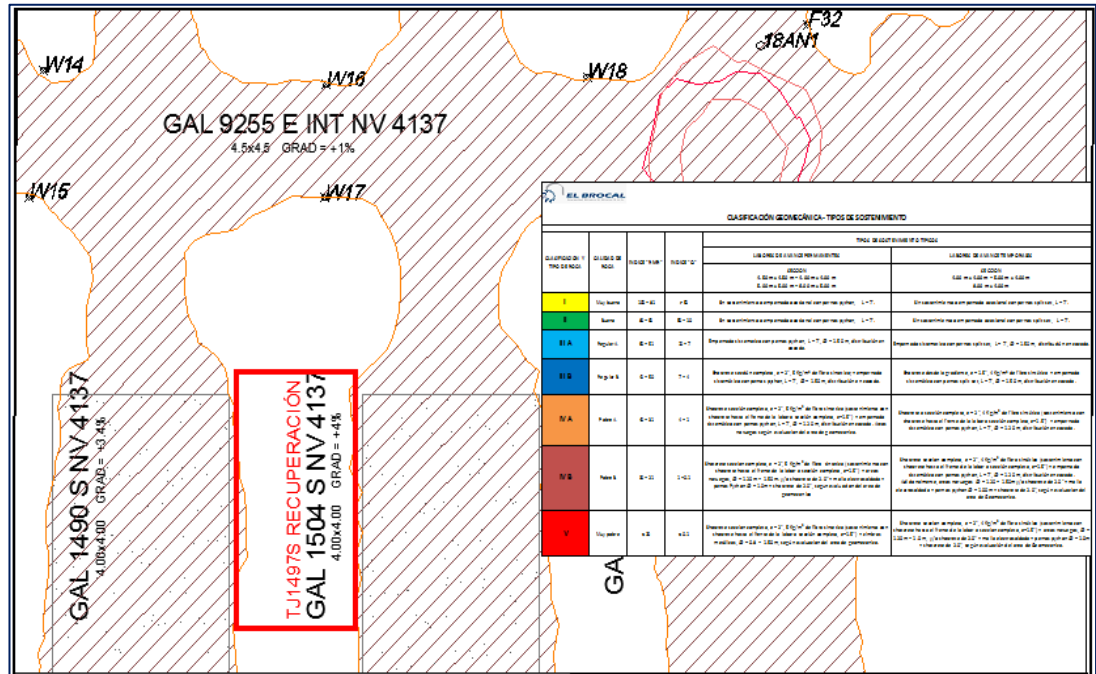
Esterhuizen, G. (1999). *Evaluation of the strength of slender pillars*. National Institute for Occupational Safety and Health. Pennsylvania.

Hoek, E. & Kaiser, P. (1995). *Support of Underground Excavations in Hard Rock*. Editorial Balkema. Canada.

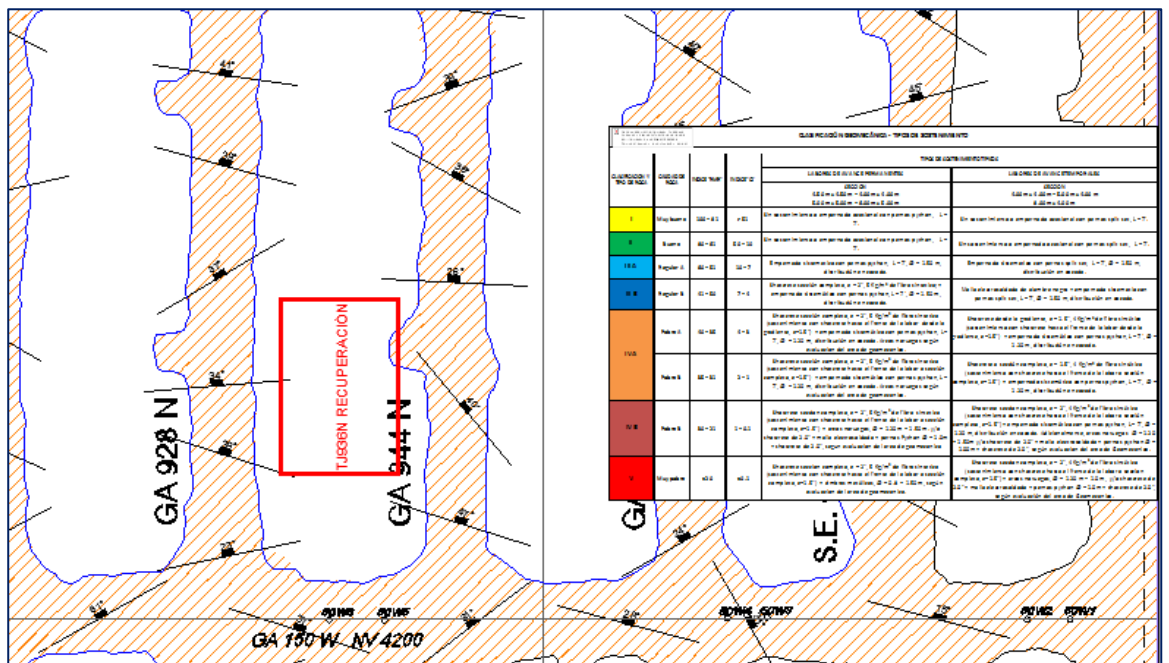
ANEXOS

Instrumentos de Recolección

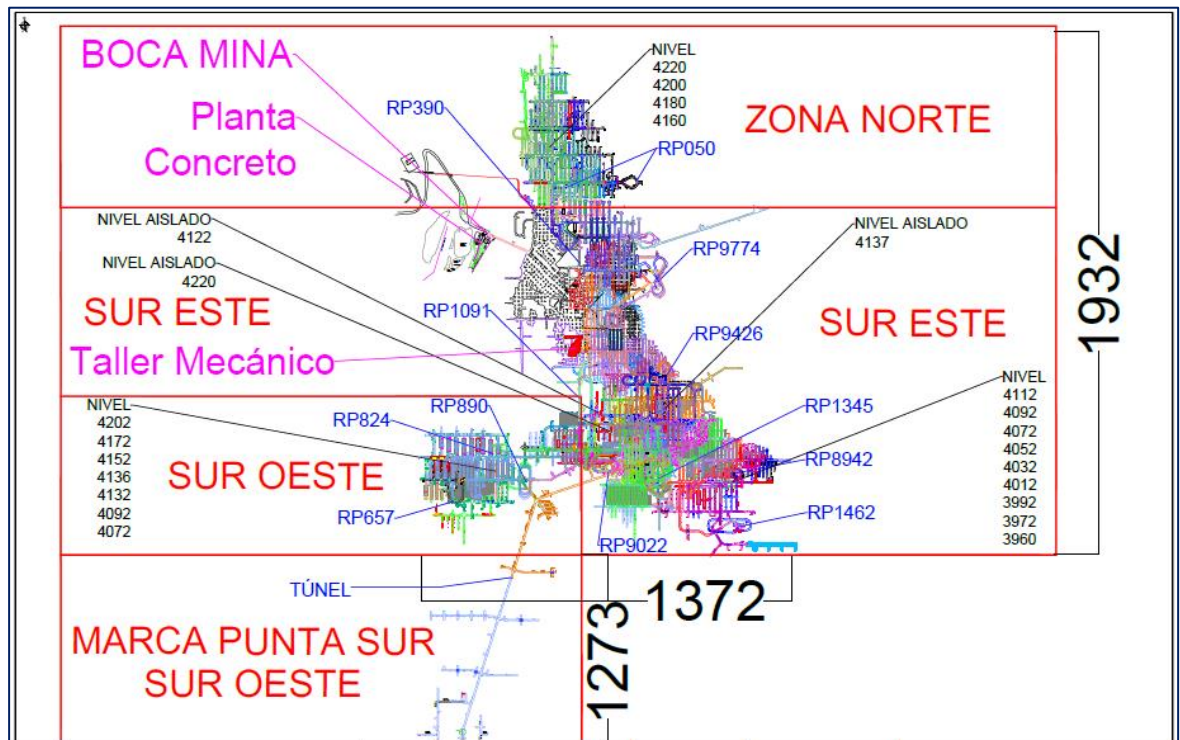
Plano Geo mecánico Nv4137



Plano geo mecánico Nv4200



Zonas de yacimientos de S.M. el Brocal



Reservas de Mineral zona Norte

RECURSOS	MINERAL (TMS)	Cu (%)	Au (gr/TM)	As (%)
Zona de calcosita	17,671,223	1.45	0.34	0.059
Zona de Enargita	31,304,129	1.24	0.74	0.379
Zona mixta	26,705,028	1.12	0.59	0.152
Recursos Cobre	75,680,380	1.25	0.60	0.224

Eficiencia operativa 2022

Eficiencia Operativa

Nuestra gestión operacional está enfocada en nuestro trabajo en las dos minas: Tajo Norte y Marcapunta.

Operación a tajo abierto: Tajo Norte

Nuestra planificación del año tuvo ajustes debido a los siguientes sucesos:

»En el primer trimestre se tuvo una menor producción de mineral de plomo debido a la presencia de un mineral mixto de alto contenido de plata (Ag) y baja recuperación metalúrgica.

»El 19 de marzo ocurrió un deslizamiento en la pared suroeste (Fases 12 y 13) con consecuencias mortales para tres colaboradores de empresas contratistas. Luego del evento se inicia el proceso de investigación por parte del ente fiscalizador (OSINERGMIN) y se establece, mediante Resolución de Medida de Seguridad (OSINERGMIN N° 1-2022-OS-GSM/DSCM) la paralización de las actividades en el área que comprende las zonas afectadas por el deslizamiento. Para el levantamiento de la medida, SMEB tuvo que trabajar en un estudio geotécnico y plan de estabilización de las zonas afectadas. En noviembre, OSINERGMIN levanta la medida de paralización tras la evaluación del estudio geotécnico y plan de trabajo presentado.

Durante el año 2022 extrajimos
27,252,782 TMS de material estéril
1,777,585 TMS de mineral

Uno de nuestros principales hitos fue el haber culminado los trabajos en la pared norte en el tercer trimestre. Estos fueron realizados con el soporte de dos radares, que permitió el monitoreo continuo de las paredes críticas. Actualmente la explotación se concentra en el lado sur, con la fase 13 (fase de remediación) y 15; y durante el año extrajimos 27,252,782 TMS de material estéril y 1,777,585 TMS de mineral.

Operación subterránea: Marcapunta

Desde el año 2010 la explotación del yacimiento Marcapunta Norte (mantos de cobre arsenical) se viene realizando con el método sub level stoping, dejando pilares corridos para garantizar la estabilidad del techo de los tajos explotados. Este método permite una producción mecanizada masiva a bajos costos.

Para el año 2022 se ha tenido 6 equipos de perforación diamantina en los sectores centro, sur oeste 2 y sur este con resultados favorables; los cuales han efectuado 27,338.75 metros de sondeo para infill y ore control, además de 8,718.75 metros de sondeo de exploraciones y geometalurgia y 884.7 metros para servicios.

Se ha tenido un aporte de minado en pilares de 414,616 TM con ley promedio de Cu de 2.15%. Se trata de una recuperación parcial puesto que es necesario el relleno, de las zonas extraídas, para poder completar el retiro de los pilares.



RESULTADOS FAVORABLES
equipos de perforación
diamantina

Reservas de mineral año 2022



49 Eficiencia Operativa

EL BROCAL

Reservas al 31 de diciembre de 2022

ORO	TMS (000)	OZ / TMS	ONZAS (000)
El Brocal Marcapunta	29,574	0.025	742
El Brocal (Tajo Norte Smelter - Cu-Ag)	25,522	0.007	181
Reservas Totales de Oro			922

RESERVAS AL 31 DE DICIEMBRE 2022

PLATA	TMS (000)	OZ / TMS	ONZAS (000)
El Brocal (Tajo Norte Smelter - Cu-Ag)	25,522	0.73	18,542
El Brocal (Tajo Norte Smelter - Zn-Pb-Ag)	6,119	2.81	17,199
El Brocal Marcapunta	29,574	0.71	21,005
Reservas Totales de plata			56,746

ZINC	TMS (000)	% ZN	TMS (000)
El Brocal (Tajo Norte Smelter - Zn-Pb-Ag)	6,119	2.51	154
Reservas Totales de zinc			154

PLOMO	TMS (000)	% PB	TMS (000)
El Brocal (Tajo Norte Smelter - Zn-Pb-Ag)	6,119	1.17	71
Reservas Totales de plomo			71

COBRE	TMS (000)	% CU	TMS (000)
El Brocal Marcapunta	29,574	1.28	379
El Brocal (Tajo Norte Smelter - Cu-Ag)	25,522	1.73	442
Reservas Totales de cobre			821

Precios utilizados para el cálculo de las reservas: Oro 1,800 US\$/Oz, Plata 22.00 US\$/Oz, Plomo 2,100 US\$/TM, Zinc 3,000 US\$/TM y Cobre 8,000 US\$/TM

Reservas al 31 de diciembre de 2021

ORO	TMS (000)	OZ / TMS	ONZAS (000)
El Brocal Marcapunta	32,485	0.025	804
El Brocal (Tajo Norte Smelter - Cu-Ag)	26,347	0.007	185
Reservas Totales de Oro			989

PLATA	TMS (000)	OZ / TMS	ONZAS (000)
El Brocal (Tajo Norte Smelter - Cu-Ag)	26,347	0.73	19,133
El Brocal (Tajo Norte Smelter - Zn-Pb-Ag)	8,207	2.95	24,196
El Brocal Marcapunta	32,485	0.72	23,262
Reservas Totales de Plata			66,591

ZINC	TMS (000)	% ZN	TMF (000)
El Brocal (Tajo Norte Smelter - Zn-Pb-Ag)	8,207	2.15	176
Reservas Totales de zinc			176

PLOMO	TMS (000)	% PB	TMF (000)
El Brocal (Tajo Norte Smelter - Zn-Pb-Ag)	8,207	1.0	90
Reservas Totales de plomo			90

COBRE	TMS (000)	% CU	TMF (000)
El Brocal Marcapunta	32,485	1.32	428
El Brocal (Tajo Norte Smelter - Cu-Ag)	26,347	1.70	448
Reservas Totales de cobre			876

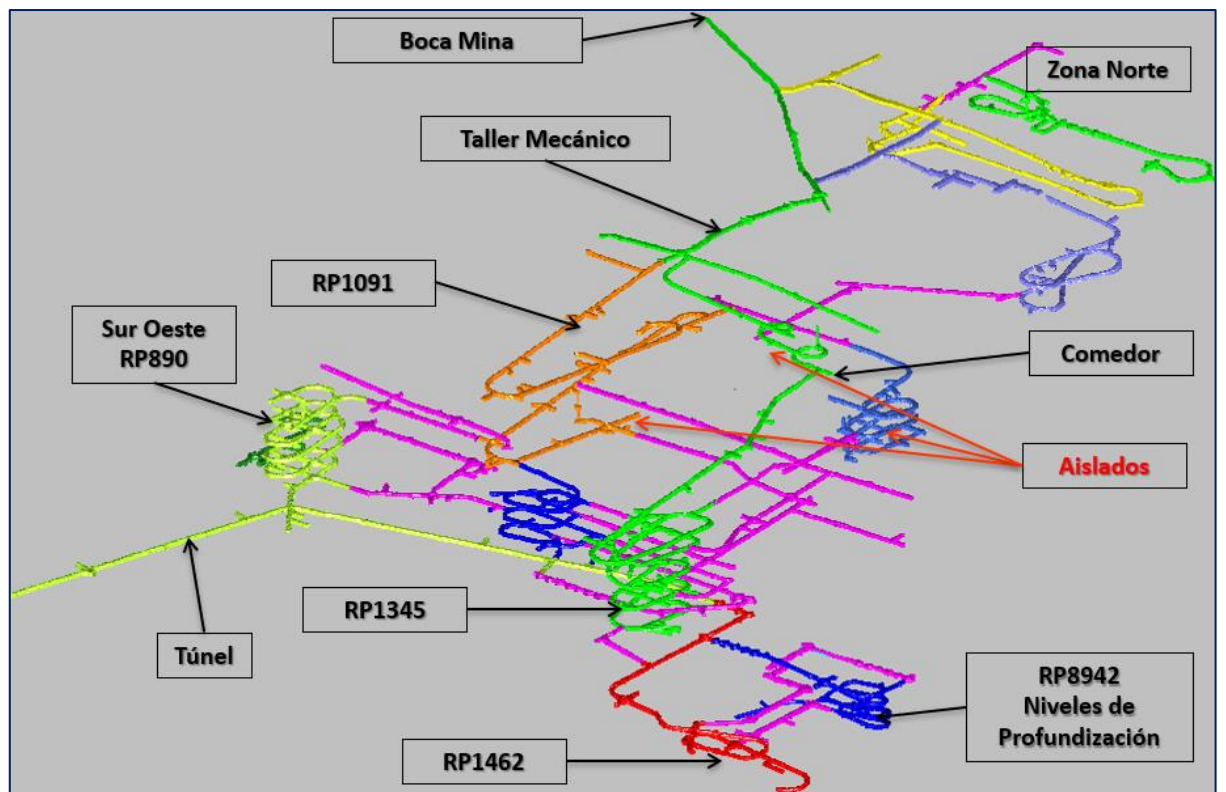
Precios utilizados para el cálculo de las reservas: Oro 1,600 US\$/Oz, Plata 20.00 US\$/Oz, Plomo 1,900 US\$/TM, Zinc 2,300 US\$/TM y Cobre 8,500 US\$/TM

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA - TIPOS DE SOSTENIMIENTO

CLASIFICACIÓN Y TIPO DE ROCA	CALIDAD DE ROCA	ÍNDICE "RMR"	ÍNDICE "Q"	TIPOS DE SOSTENIMIENTO TÍPICOS	
				LABORES DE AVANCE PERMANENTES	LABORES DE AVANCE TEMPORALES
				SECCIÓN 4.50 m x 4.50 m ~ 4.00 m x 4.00 m 5.00 m x 5.00 m ~ 6.00 m x 5.00 m	SECCIÓN 4.00 m x 4.00 m ~ 5.00 m x 4.00 m 8.00 m x 4.00 m
I	Muy buena	100 ~ 81	> 51	Sin sostenimiento o emperrado ocasional con pernos python, L = 7'.	Sin sostenimiento o emperrado ocasional con pernos split set, L = 7'.
II	Buena	80 ~ 61	50 ~ 10	Sin sostenimiento o emperrado ocasional con pernos python, L = 7'.	Sin sostenimiento o emperrado ocasional con pernos split set, L = 7'.
III A	Regular A	60 ~ 51	10 ~ 7	Emperrado sistemático con pernos python, L = 7', @ = 1.50 m, distribución en cocada.	Emperrado sistemático con pernos split set, L = 7', @ = 1.50 m, distribución en cocada.
III B	Regular B	41 ~ 50	7 ~ 4	Shotcrete sección completa, e = 2", 5 Kg/m ³ de fibra sintética; + emperrado sistemático con pernos python, L = 7', @ = 1.50 m, distribución en cocada.	Malla electrosoldada de alambre negro + emperrado sistemático con pernos split set, L = 7', @ = 1.50 m, distribución en cocada.
IV A	Pobre A	40 ~ 36	4 ~ 3	Shotcrete sección completa, e = 2", 5 Kg/m ³ de fibra sintética (sostenimiento con shotcrete hasta el frente de la labor desde la gradiente, e=1.5") + emperrado sistemático con pernos python, L = 7', @ = 1.20 m, distribución en cocada. Arcos noruegos según evaluación del área de geomecánica.	Shotcrete desde la gradiente, e = 1.5", 4 Kg/m ³ de fibra sintética (sostenimiento con shotcrete hasta el frente de la labor desde la gradiente, e=1.5") + emperrado sistemático con pernos python, L = 7', @ = 1.20 m, distribución en cocada.
	Pobre B	35 ~ 31	2 ~ 1	Shotcrete sección completa, e = 2", 5 Kg/m ³ de fibra sintética (sostenimiento con shotcrete hasta el frente de la labor a sección completa, e=1.5") + emperrado sistemático con pernos python, L = 7', @ = 1.20 m, distribución en cocada. Arcos noruegos según evaluación del área de geomecánica.	Shotcrete a sección completa, e = 1.5", 4 Kg/m ³ de fibra sintética (sostenimiento con shotcrete hasta el frente de la labor a sección completa, e=1.5") + emperrado sistemático con pernos python, L = 7', @ = 1.20 m, distribución en cocada.
IV B	Pobre B	30 ~ 21	1 ~ 0.1	Shotcrete sección completa, e = 2", 5 Kg/m ³ de fibra sintética (sostenimiento con shotcrete hasta el frente de la labor a sección completa, e=1.5") + arcos noruegos, @ = 1.20 m ~ 1.50 m. y/o shotcrete de 2.0" + malla electrosoldada + pernos Python @ = 1.0m + shotcrete de 2.0", según evaluación del área de geomecánica	Shotcrete sección completa, e = 2", 4 Kg/m ³ de fibra sintética (sostenimiento con shotcrete hasta el frente de la labor a sección completa, e=1.5") + emperrado sistemático con pernos python, L = 7', @ = 1.20 m, distribución en cocada. Adicionalmente, arcos noruegos @ = 1.20 ~ 1.50m y/o shotcrete de 2.0" + malla electrosoldada + pernos python @ = 1.00m + shotcrete de 2.0", según evaluación del área de Geomecánica.
V	Muy pobre	≤ 20	≤ 0.1	Shotcrete sección completa, e = 2", 5 Kg/m ³ de fibra sintética (sostenimiento con shotcrete hasta el frente de la labor a sección completa, e=1.5") + cimbras metálicas, @ = 0.8 ~ 1.50 m, según evaluación del área de geomecánica.	Shotcrete sección completa, e = 2", 4 Kg/m ³ de fibra sintética (sostenimiento con shotcrete hasta el frente de la labor a sección completa, e=1.5") + arcos noruegos, @ = 1.20 m ~ 1.0 m, y/o shotcrete de 2.0" + malla electrosoldada + pernos python @ = 1.0m + shotcrete de 2.0", según evaluación del área de Geomecánica.

Nota: Todo sostenimiento a instalarse será hasta el tope de la labor.

Rampas de Ingreso y Salida Marca Punta Norte



REGISTRO DE DATOS DE LA EVALUACION GEOMECANICA

[illegible]

REGISTRO DE DATOS DEL DISEÑO DE PERFORACION

[illegible]

MATRIZ DE CONSISTENCIA

“Rediseño de la Malla de Perforación y Voladura para Optimizar la Recuperación de Pilares del Método Explotación Sublevel Stoping en la Zona Marca Punta Norte Sociedad Minera el Brocal S.A.A.”

Problema	Objetivo	Hipótesis	Variable	Método	Población y muestra
<p>General</p> <p>¿Es posible optimizar la recuperación de pilares del método sublevel stoping con el rediseño de la malla de perforación y voladura en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.?</p> <p>Problemas Específicos</p> <p>a. ¿Con la evaluación geomecánica de los pilares será posible optimizar la recuperación de los pilares del método sublevel stoping en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.?</p> <p>b. ¿Con un nuevo diseño de la malla de perforación y voladura, será posible optimizar la recuperación de pilares en la Mina Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.?</p>	<p>General</p> <p>optimizar la recuperación de pilares del método sublevel stoping con el rediseño de la malla de perforación y voladura en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.</p> <p>Objetivos Específicos</p> <p>a. optimizar la recuperación de pilares del método sublevel stoping con la evaluación geomecánica de los pilares en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.</p> <p>b. optimizar la recuperación de los pilares del método sublevel stoping con un nuevo diseño de la malla de perforación y voladura en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>Rediseñando la malla de perforación y voladura se logra optimizar la recuperación de pilares del método sublevel stoping en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.</p> <p>Hipótesis Específicas</p> <p>a. Con la evaluación geomecánica de los pilares se optimiza la recuperación de los pilares del método sublevel stoping en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.</p> <p>b. Con un nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se logra optimizar la recuperación de los pilares del método sublevel stoping en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.</p>	<p>Variable independiente</p> <p>X: Rediseño de la malla de perforación y voladura del método sublevel stoping en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.</p> <p>Variable Dependiente</p> <p>Optimizar la recuperación de pilares del método sublevel stoping en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.</p>	<p>Tipo de Investigación</p> <p>El presente trabajo de investigación es de carácter APLICATIVO, conforme a los propósitos de la investigación; el estudio se ubica en el nivel descriptivo, explicativo y de correlación.</p> <p>Método de investigación</p> <p>es experimental, también se utiliza la observación, para el desarrollo del trabajo se realiza dentro del área de trabajo para observar y tomar la información de campo para luego reajustar los diseños y consecuentemente aplicarlos de manera experimental.</p>	<p>Población</p> <p>La población está constituida por todas las labores de explotación y con leyes del mineral buenas, en la zona Marca Punta Norte de sociedad minera el Brocal S.A.A.</p> <p>Muestra</p> <p>Como muestra se tomó 6 Pilares, ubicados en las zona Norte y Sur, tajos explotados por el Método Sublevel Stoping, a partir de ello es donde se realizará toda la investigación y se extraerá todos los datos necesarios para el rediseño de la malla de perforación y voladura.</p>