

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Geomecánica aplicada a la recuperación de pilares de mineral de la cámara 4, nivel 3075
en la unidad de producción chilcas bajo de la empresa minera Marsa, Parcoy-
la Libertad-2021**

Presentado por:

Wiliam Ccorahua Pichihua

Efrain Ronald Rojas Kari

Para optar el Título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2022



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



TESIS

“GEOMECÁNICA APLICADA A LA RECUPERACIÓN DE PILARES DE MINERAL DE LA CÁMARA 4, NIVEL 3075 EN LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN CHILCAS BAJO DE LA EMPRESA MINERA MARSA, PARCOY-LA LIBERTAD-2021”

Presentado por **Wiliam Ccorahua Pichihua** y
Efrain Ronald Rojas Kari, para optar el Título de:

INGENIERO DE MINAS

Sustentado y aprobado el 21 de octubre del 2022, ante el jurado:

Presidente:

Ing. Giovanni Frisancho Triveño

Primer Miembro:

Mtro. Ing. Darío Dante Sánchez Castillo

Segundo Miembro:

Ing. Edgar Crispín Huacac Farfán

Asesor:

Dr. Ing. Leoncio Teófilo Carnero Carnero

Agradecimiento

En primer lugar, agradezco a Dios por haberme otorgado una familia extraordinaria, quienes han creído siempre en mí, concediéndome ejemplo de superación, humildad y sacrificio; porque han promovido en mí, el deseo de superación y de triunfo en la vida, instruyéndome a valorar todo lo que tengo. También, agradezco a la Universidad Micaela Bastidas de Apurímac, mi alma mater, en especial a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, al personal docente, por haberme formado un profesional con conocimientos. Finalmente, agradezco a todas aquellas personas que directa e indirectamente me ayudaron a la culminación del presente trabajo.

Wiliam Ccorahua Pichihua

Agradezco a Dios porque siempre estuvo presente en todo momento; protegiéndome, guiándome por el buen camino de la vida, abriéndome nuevas puertas y oportunidades de continuar con este gran reto de la vida. A mi madre Martina Kari, a quien le agradezco infinitamente por su apoyo invaluable, por sus consejos y quien supo orientar y exigirme. A mi padre Juan Rojas por apoyarme y motivarme.

A mi hermano Alan Rojas, por ser una persona imagen para mis hermanos; quien supo dar el ejemplo a sus hermanos menores para poder seguir sus pasos. A mis hermanas Tania, María quienes me apoyaron incondicionalmente, a quienes considero como una segunda madre y asimismo dedicarles a mis demás hermanos: Cintia, Nely, Cristian, Elizabeth, Marisol. A mis sobrinas, tías en especial a mi tía Bibiana Kari. Agradezco a la comunidad de docentes de nuestra casa de estudios UNAMBA – EAPIM en especial al Dr. Carnero Carnero Leoncio Teófilo, que con mucha disposición me apoyó en el desarrollo de la tesis de manera incondicional.

Efraín Ronald Rojas Kari



Dedicatoria

A mi madre que ha confiado siempre en mí, formándome con buenos sentimientos, hábitos y valores lo cual me ha ayudado a seguir adelante en los momentos difíciles. A mi padre que Dios lo tiene en su gloria y ahora es un ángel en mí vida, que desde el cielo me ilumina para seguir adelante con mis proyectos.

También dedico a mi hermano y hermanas quienes han sido mi mayor motivación para nunca rendirme en los estudios y poder llegar a ser un ejemplo para ellos.

Wiliam Ccorahua Pichihua

A Dios por bendecirme, por otorgarme una familia maravillosa quienes son grandes motivaciones para seguir adelante. En especial a mi madre Martina Kari, mi padre Juan Rojas, mis hermanos; quienes son mi gran motivación para continuar con mi desarrollo profesional.

Efrain Ronald Rojas Kari



“Geomecánica Aplicada a la Recuperación de Pilares de Mineral de la Cámara 4, Nivel 3075 en la Unidad de Producción Chilcas Bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy-La Libertad-2021”

Línea de investigación: Minería y Procesamiento de Minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	2
ABSTRACT	3
CAPÍTULO I	4
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	4
1.1 Descripción del problema.....	4
1.2 Enunciado del problema.....	5
1.2.1 Problema general.....	5
1.2.2 Problemas específicos	5
1.3 Justificación de la investigación.....	5
CAPÍTULO II	7
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	7
2.1 Objetivos de la investigación.	7
2.1.1 Objetivo general.....	7
2.1.2 Objetivos específicos.	7
2.2 Hipótesis de la investigación.....	7
2.2.1 Hipótesis general.....	7
2.2.2 Hipótesis específica.....	8
2.3 Operacionalización de variables.....	9
CAPÍTULO III	10
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	10
3.1 Antecedentes.	10
3.1.1 Antecedentes anivel internacional.....	10
3.1.2 Antecedentes a nivel nacional.....	11
3.2 Marco Teórico.....	12



3.2.1 Recurso Mineral	12
3.2.2 Explotación por cámaras y pilares.	12
3.2.3 Evaluación Geomecánica.	13
3.2.4 Macizo rocoso.	13
3.2.5 Macizo rocoso de acuerdo con el tipo de fractura.	13
3.2.6 Método de recuperación de pilares	17
3.2.7 Evaluación económica	25
3.2.8 Sostenimiento en tajeos.	25
3.2.9 Perforación	26
3.2.10 Voladura	27
3.2.11 Explosivos	29
3.2.12 Análisis de costos.	31
3.3 Marco conceptual.	34
CAPÍTULO IV.....	38
METODOLOGÍA.....	38
4.1 Tipo y nivel de investigación.	38
4.2 Diseño de la investigación.	38
4.3 Población y muestra	38
4.3.1 Población.	38
4.3.2 Muestra.	38
4.4 Procedimiento.	39
4.5 Técnicas e instrumentos.	39
4.6 Análisis estadístico.	39
CAPÍTULO V	40
RESULTADOS Y DISCUSIONES	40
5.1 Análisis de resultados.	40
5.1.1 Clasificación Geomecánica desarrollado por Bieniawski – RMR (1989)	40



5.1.2 Clasificación GSI	44
5.1.3 Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	46
5.1.4 Análisis geomecánico de pilares	48
5.1.5 Análisis RMR de las muestras	60
5.1.6 Análisis GSI de las muestras.....	60
5.1.7 Aspecto estructural de la zona de sostenimiento.....	61
5.2 Tiempo de auto-sostenimiento según análisis geomecánico	62
5.3 Recomendación de sostenimiento	63
5.3.1 Recomendaciones del estudio geomecánico de la zona.....	64
5.3.2 Sostenimiento con puntales de madera y “Jackpot”	64
5.4 Sostenimiento aplicado en la zona	65
5.4.1 Instalación de “Jackpot”.....	65
5.5 Mineral probado en los Pilares.....	69
5.5.1 Cálculo del costo de producción (usd/tm).....	73
5.5.2 Margen de utilidad total con el mineral existente	76
5.6 Discusión.....	77
CAPÍTULO VI.....	79
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	79
6.1 Conclusiones.....	79
6.2 Recomendaciones.....	80
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	81
ANEXOS	87



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 — Operacionalización de variables	9
Tabla 2 — Clasificación geomecánica de Barton	15
Tabla 3 — Constantes para el diseño de pilares. (Brady & Brown, 2004)	23
Tabla 4 — Variables controlables en la voladura.....	28
Tabla 5 — Resultados del disparo	28
Tabla 6 — Valoración RMR	40
Tabla 7 — Valores de resistencia a compresión simple y carga puntual	41
Tabla 8 — Calidad del macizo rocoso.....	42
Tabla 9 — Espaciamiento entre discontinuidades.....	42
Tabla 10 — Características de muestras y valores	43
Tabla 11 — Parámetros relacionado con la presencia de agua	43
Tabla 12 — Clase de roca según RMR	44
Tabla 13 — Características geomecánicas consideradas para el G.S.I.	45
Tabla 14 — Valores geomecánicos de diferentes tipos de roca	47
Tabla 15 — Clasificación geomecánica en unidad minera	48
Tabla 16 — Clasificación geomecánica según dominio litológico	48
Tabla 17 — Evaluación in situ de resistencia del material rocoso con picota	49
Tabla 18 — Evaluación in situ pilar 01	50
Tabla 19 — Evaluación in situ pilar 02	51
Tabla 20 — Evaluación in situ pilar 03	52
Tabla 21 — Evaluación in situ pilar 04	53
Tabla 22 — Evaluación in situ pilar 05	54
Tabla 23 — Evaluación in situ pilar 06.....	55
Tabla 24 — Evaluación in situ pilar 07	56
Tabla 25 — Evaluación in situ pilar 08.....	57
Tabla 26 — Evaluación in situ pilar 09	58
Tabla 27 — Evaluación in situ pilar 10.....	59
Tabla 28 —Análisis RMR de las muestras de cada pilar.	60
Tabla 29 —Análisis GSI de las muestras	60
Tabla 30 — Dominio geomecánico.....	61
Tabla 31 —Tiempo de auto-sostenimiento según análisis geomecánico	62
Tabla 32 — Recomendación de sostenimiento	63



Tabla 33 — Analisis de costo de mineral por tonelada	72
Tabla 34 — Analisis de costo de operación mina	75
Tabla 35 — Costo de sostenimiento	76
Tabla 36 — Margen de utilidad.....	77
Tabla 37 — Dominio geomecánico RMR GSI	79
Tabla 38 — Matriz de consistencia.	88



ÍNDICE DE FIGURAS

figura 1 — Superficie rugosa.....	16
figura 2 — Esfuerzos actuantes sobre el pilar.	17
figura 3 — Figura pilares cuadrados.	20
figura 4 — Figura. pilares rectangulares.	20
figura 5 — Figura pilares irregulares.....	21
figura 6 — Presión sobre el área circundante	30
figura 7 — Proceso de detonación de una carga explosiva	31
figura 8 — Sostenimiento con “jackpot” y puntal de madera	64
figura 9 — Instalación de “jackpot” y puntal de madera.....	65
figura 10 — Bomba manual	66
figura 11 — Cálculo de carga del jackpot	68
figura 12 — Standard jackpot pre-load 13mpa (kn).....	68
figura 13 — Instalación de jack pot en pilar de 1.2 m de altura.....	90
figura 14 — Instalación de jack pot en pilar de 1.1 m de altura.....	90
figura 15 — Tj. 2018 nv. 3075 veta esperanza h.....	91
figura 16 — Estándar puntales de madera en tajos.....	92
figura 17 — Estándar de método de explotación long wall.....	94



INTRODUCCIÓN

El trabajo de tesis involucra la operación en trabajos de recuperación de pilares que fueron dejados como sostenimiento en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad de Producción Chilcas Bajo de la Empresa Minera MARSA; donde se empleó los conocimientos de geomecánica para recuperar los pilares de mineral, recolectando datos mediante técnicas adecuadas para identificar las características y calidad del macizo mineralógico. Para tal efecto, recurrimos a la información interna que la empresa minera tiene como base de datos y toma de datos “in situ”, para la caracterización de parámetros geomecánicos.

La recuperación de pilares es una actividad peligrosa e importante en el proceso de recuperación de pilares de mineral del método de explotación de cámaras y pilares, considerando que la recuperación mínima debe de ser entre el 90 a 95 % de mineral; por lo tanto, los estudios geomecánicos son importantes.

Se propuso medidas de refuerzo al macizo rocoso frente a los esfuerzos inducidos generados, por lo que, en la investigación propuesta, determinaremos la mejor forma de recuperación de pilares en la Cámara 4, nivel 3075 de la Unidad de Producción Chilcas, con mayor seguridad y mejor rentabilidad posible del tajo, todo esto, antes de realizar el relleno y sellado de labores.

En la investigación se desarrolló en el primer capítulo, el planteamiento del problema y objetivos.

En la investigación se desarrolló en el segundo capítulo, los objetivos e hipótesis.

En la investigación se desarrolló en el tercer capítulo, el marco teórico referencial.

En la investigación se desarrolló en el cuarto capítulo, la metodología.

En la investigación se desarrolló en el quinto capítulo, los resultados y discusión.

Para finalmente en el capítulo VI, presentar las conclusiones y recomendaciones; así como las referencias bibliográficas y anexos correspondientes.

RESUMEN

El presente trabajo de tesis busca recuperar los pilares dejados en la cámara 4 del Nivel 3075, cuyo título es Geomecánica aplicada a la recuperación de pilares de mineral de la Cámara 4, Nivel 3075 en la unidad de producción Chilcas Bajo de la empresa Minera Marsa, Parcoy-La Libertad-2021, el objetivo principal es, demostrar que con la aplicación de la geomecánica será conocida la calidad de los macizos rocosos que es determinante para la recuperación de los pilares de mineral dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy, para ello se realizaron trabajos como recolección de datos in situ, reportes y datos tomados en campo. Posteriormente se trabajó en gabinete y se realizó la evaluación y la elaboración de la presente tesis donde está compuesta por 6 capítulos, así se llegó a los resultados que se hallaron con los objetivos específicos teniendo como resultado la clasificación geomecánica RMR regular del tipo III A y III B, así teniendo como resultado un tiempo de autosoporte de 6 a 48 horas, pero por factores de seguridad consideramos el mínimo que es 6 horas. Y el sostenimiento recomendado son los puntales con los platos Jack pot de 183 mm, las cuales son pilares artificiales y por último se evaluaron los costos para poder determinar la utilidad, donde se tiene que el costo de producción $230.93\$/t * 56.71t = 13093.73$, costo de sostenimiento $51.339\$/puntaljackpot * 10 = 513.39$, costos administrativos 18891.9804, Utilidad 156,420.70. Por lo tanto, se cumplió con todos los objetivos específicos y por consiguiente el objetivo general.

Palabras clave:

Geomecánica, Pilares, Puntales, Recuperación, Sostenimiento.



ABSTRACT

This thesis work seeks to recover the pillars left in Chamber 4 of Level 3075, whose title is Geomechanics applied to the recovery of ore pillars from Chamber 4, Level 3075 in the Chilcas Bajo production unit of the Minera Marsa company, Parcoy-La Libertad-2021, the main objective is to demonstrate that with the application of geomechanics, the quality of the rock masses will be known, which is decisive for the recovery of the ore pillars left in chamber 4, level 3075 in the unit. production of chilcas Bajo of the Marsa Mining Company, Parcoy, for this work was carried out such as data collection in situ, reports and data taken in the field. Subsequently, work was carried out in the office and the evaluation and elaboration of this thesis was carried out, where it is composed of 6 chapters, thus the results that were found with the specific objectives were reached, resulting in the regular RMR geomechanical classification of type III A and III B, thus resulting in a self-support time of 6 to 48 hours, but for safety factors we consider the minimum to be 6 hours. And the recommended support is the struts with the 183 mm jack pot plates, which are artificial pillars and finally the costs were evaluated to determine the utility, where the production cost is \$230.93/t *56.71t 13093.73, maintenance cost \$51,339/jackpot prop*10 513.39, administrative costs 18891.9804, profit 156,420.70. Therefore, all the specific objectives and therefore the general objective were met

Keywords:

Geomechanics, Pillars, Props, Recovery, Support.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

Según Hernandez (2014) la descripción del problema inicia una vez que se ha concebido la idea de investigación y el científico, estudiante o experto ha profundizado en el tema y ha elegido el enfoque cuantitativo, se encuentra en condiciones de plantear el problema de investigación.

El método de explotación por cámaras y pilares permite la extracción de cuerpos mineralizados con buzamientos de bajo ángulo, la explotación se realiza con cámaras distantes por pilares generalmente de mineral o mineral de baja ley, que después serán recuperados al final de la explotación del yacimiento.

Los pilares dejados contribuyen al sostenimiento del techo de las cámaras, para el efecto debe realizarse el estudio de geomecánica del macizo rocoso encajonante para saber si reúne las condiciones de resistencia frente a los esfuerzos inducidos que se generan en el macizo por las excavaciones abiertas considerándose para este tipo de laboreo un factor de seguridad de 1.5, para tener buenas condiciones de seguridad para el personal y maquinaria.

En las actividades de extracción de la cámara 4, Nivel 3075, se dejaron pilares con considerables leyes económicas para su recuperación, por lo que es necesario realizar estudios geomecánicos para poder recuperar esos pilares, tener una buena recuperación de explotación y generar mayores utilidades. Los pilares en las cámaras cumplen principalmente la función de estabilizar las labores de explotación minera; una vez que se hayan terminado de explotar las cámaras el procedimiento seguido es evaluar la recuperación de pilares buscando la técnica más adecuada para esta actividad donde se cumpla el binomio; la seguridad y beneficio económico. Cabe mencionar que se procurara elegir el nuevo soporte para realizar este tipo de actividades, aplicando la geomecánica, entre ellos podemos mencionar, pernos de

anclaje, cuadros de madera con relleno de material detrítico, puntales mecánicos o puntales de madera, entre otros, que cumpla con los estándares de seguridad.

1.2 Enunciado del problema

1.2.1 Problema general

¿En qué medida la aplicación de la geomecánica permitirá la recuperación de los pilares en la cámara n° 4 del nivel 3075 de la Unidad de Producción Chilcas Bajo en la Empresa Minera Marsa, Parcoy – La Libertad - 2021?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cómo se determinará las características geomecánicas del pilar, para extraer el mineral en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad Minera Chilcas Bajo, Parcoy?
- ¿De qué manera se determinará el tiempo de autoporte de las cajas una vez extraído el pilar, en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad Minera Chilcas Bajo, Parcoy?
- ¿Cómo se determinará el tipo de sostenimiento a emplear, para la recuperación de los pilares de mineral dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy?
- ¿Cómo se determinará la rentabilidad en la recuperación de pilares de mineral, dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy?

1.3 Justificación de la investigación

La investigación es justificable e importante, porque se pretende conocer el comportamiento geomecánico del macizo y esfuerzos inducidos por las excavaciones en los pilares de mineral en la Cámara 4, nivel 3075 de la unidad de producción Chilcas Bajo considerando que el factor de seguridad debe ser 1.5, para garantizar la estabilidad y seguridad del trabajo; lo que permitirá el incremento de conocimientos en el continuo desarrollo de la mecánica de rocas y del saber humano, bajo condiciones peligrosas tanto de la caja piso como del techo, a fin de cumplir con los estándares de seguridad establecidos por el área de geomecánica, en la unidad minera.

En este sentido, el estudio permitirá un incremento del conocimiento sobre esfuerzos inducidos y presiones que actúan en los pilares de las cámaras en el techo y piso. Todo esto conducirá a incrementar los conocimientos en las ciencias mineras sobre las respuestas del macizo rocoso para una explotación segura de los recursos minerales; además, permitirá abrir líneas de investigación que bien puedan ser aprovechadas por los estudiantes de ingeniería de minas en formación dentro, de nuestra universidad.



CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1 Objetivos de la investigación

2.1.1 Objetivo general

Demostrar que con la aplicación de la geomecánica será conocida la calidad de los macizos rocosos que es determinante para la recuperación de los pilares de mineral dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy.

2.1.2 Objetivos específicos

- Determinar las características geomecánicas del pilar, para extraer los pilares en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad Minera Chilcas Bajo, Parcoy.
- Determinar el tiempo de autoaporte de las cajas una vez extraído el pilar, en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad Minera Chilcas Bajo, Parcoy.
- Determinar el tipo de sostenimiento a emplear para la recuperación de los pilares de mineral dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy.
- Determinar la rentabilidad de la recuperación de pilares de mineral, dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy.

2.2 Hipótesis de la investigación

2.2.1 Hipótesis general

Aplicando la geomecánica se determina la calidad de macizo rocoso que permitirá evaluar el sostenimiento adecuado para la recuperación de los pilares de la cámara 4, nivel 3075 en la unidad minera chilcas bajo, de la Empresa Minera Marsa, Parcoy.



2.2.2 Hipótesis específicas

- Se determinará las características geomecánicas del pilar, para extraer con seguridad los pilares en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad Minera Chilcas Bajo, Parcoy.
- Es determinado el tiempo de autoaporte de las cajas una vez extraído el pilar, en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad Minera Chilcas Bajo, Parcoy.
- Evaluado el tipo de sostenimiento a emplear se puede recuperar los pilares de mineral dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy.
- Se obtiene la rentabilidad de la recuperación de pilares de mineral, dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy.

2.3 Operacionalización de variables

Tabla 1 — Operacionalización de variables

NOMBRE DE LA VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES	ÍNDICES
X: Variable independiente Geomecánica aplicada	Macizo rocoso. Es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades. (Zapata, 2002)	Clasificación geomecánica	RQD, RMR, Q
	Discontinuidades. Son los planos de origen mecánico o sedimentario que separan los bloques de la matriz rocosa. (López, 2004)	Nº de familias	Nº
	Hidrología. La hidrología es la disciplina científica que se dedica a investigar las aguas del planeta Tierra. (CHURA, 2019).	Esfuerzos	Mpa
		Agua	Seco, Húmedo, Goteo, Flujo
Y: Variable dependiente Recuperación de los pilares de mineral de la cámara 4	Características geomecánicas. Son los detalles que presenta el macizo rocoso en el frente (Gomecanica aplicada a la mineria, 2021).	Resistencia geomecánica	Mpa
	Tiempo de autosoporte. Es el tiempo que el macizo rocoso se mantiene estable (CHURA, 2019).	Horas, días, mes.	Hr, d, m
	Tipo de sostenimiento. Es el tipo de sostenimiento que se aplicara para contrarrestar los esfuerzos de las paredes (Benitez, 2019)	Puntales, pilares con cuadros de madera, u otros	Unidades.
	Rentabilidad. Es la utilidad esperada de una actividad económica (Cuno, 2014).	Costo de extracción de mineral	\$/Tm

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1 Antecedentes

3.1.1 Antecedentes anivel internacional

De acuerdo con Varela (2019), en su tesis tiene como objetivo, Realizar la caracterización geológica-geomecánica del macizo rocoso primario que conforma siete pilares de roca, ubicados en los sectores productivos de mina Pilar Norte y mina Esmeralda, pertenecientes a la División el Teniente, mediante perforaciones de auscultación y la metodología empleada se basa en la recopilación de los registros en video capturados concluye que al realizar el análisis de pilares a partir de perforaciones se puede establecer que existe una correlación entre el parámetro geomecánico IDP y el parámetro RQD. Altos valores de RQD se asocian a valores IDP tipo I, II y III.

De acuerdo con Puentes, y otros, (2008), Los factores de seguridad obtenidos por los modelos muestran que los pilares con relación w/h mayor o igual a 1 y GSI mayor o igual a 80 cumplen con el criterio de aceptabilidad empleado en la mina El Teniente. Para los modelos sin discontinuidades el factor de seguridad alcanza un valor máximo de 6 mientras que para los modelos con discontinuidades el máximo valor obtenido es de 1,89. Los modelos entregan un factor de seguridad mínimo de 0,95 para el caso de un pilar con ancho de 2,25 m valores muy diferentes a los obtenidos mediante los métodos empíricos analizados en este trabajo por lo cual se puede inferir que por sí solos los métodos empíricos no son suficientes para el diseño de pilares, por lo que se recomienda complementar estos análisis mediante el uso de otras herramientas evaluativas tales como modelos numéricos y observaciones en terreno que permitan ajustar los resultados y así generar un método confiable que permita obtener un óptimo diseño de pilares.

Según Vidal (2020), en la revista de investigación indica que se obtiene la geometría óptima que permita obtener la máxima recuperación de mineral compatible con un factor de seguridad aceptable. El caso de estudio corresponde a la mina brasileña que usa cámaras y pilares de la mina de manganeso de Urucum, que permitió una recuperación de mineral de 88% cuando inicialmente era de 44%.

De acuerdo con Helder, y otros (2019), en la revista de investigación concluye que el macizo rocoso del yacimiento polimetálico Castellanos es de calidad geomecánica media, con sectores de calidad mala (frente I), asociados a la existencia de roca pizarra. El yacimiento está constituido mayormente por bloques pequeños con formas cúbicas o alargadas y tabulares.

3.1.2 Antecedentes a nivel nacional

Mori (2017), en su trabajo de tesis titulada “RECUPERACIÓN DE PILARES MEDIANTE EL MÉTODO DE PILARES ARTIFICIALES EN EL TAJO MANTO SUR, NIVEL 8, MINA MAGISTRAL, SMRL MAGISTRAL DE HUARAZ SAC.-2017” menciona que el objetivo de su trabajo de investigación es determinar y evaluar si es factible la recuperación de pilares, para este caso realizó un estudio geomecánico para evaluar la parte técnica y también determinar los temas de seguridad para la recuperación de los pilares y establece los costos de recuperación de los pilares, concluye que el reemplazo fue pilares artificiales, donde se obtuvieron resultados óptimos en el desarrollo de estas actividades.

Falen (2016), en su tesis titulada “RENTABILIDAD EN LA RECUPERACIÓN DE PUENTES Y PILARES POR EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CIRCADO EN LA MINERÍA ARTESANAL DE LA COMUNIDAD CAMPESINA DE LLACUABAMBA – PARCOY – PATÁZ – LA LIBERTAD”, sostiene que los mineros artesanales al no contar con técnicas adecuadas para una explotación que tenga una alta rentabilidad dejaban pilares y puentes. Después de que se haya identificado este problema se propone implementar un método que tenga la finalidad de recuperación esperada, se mostraron resultados óptimos mejorando la producción a menores costos de operación en los trabajos de perforación y voladura de los tajeos por

último, se determinó que el tonelaje se incrementó en 17% y que los costos en explosivos bajaron 20%, lo que hace que la actividad sea sostenible.

De acuerdo con Cuno (2014), el estudio geomecánica realizado en la zona mineralizada se concluye que el macizo rocoso según el sistema de valoración RMR en sus distintos dominios estructurales se clasifica como un macizo Regular – A Regular – B y muy mala.

También de acuerdo con Cuno (2014), la evaluación económica en base a las reservas existentes se logra un beneficio económico aceptable. DETALLE \$
Total ingreso 39,457.13016\$, Costo de producción 218.247\$/t x 27.9936t = 6109.519219\$ Costo de sostenimiento 329.82\$/cdo.x 3 = 989. 46\$.Utilidad 32,358.15095\$.

De acuerdo con Tarrillo (2021), en su tesis concluye que se determinó los parámetros geomecánicos mediante el RMR correlacionado al GSI, obteniéndose las clasificaciones que oscilan entre roca buena II, media o regular III y mala IV, siendo la roca media o regular la que predomina sobre la caja techo de la veta.

Según Huaringa (2020), en su trabajo de tesis concluye que El valor total de mineral producido en recuperación de pilares durante el periodo de estudio fue de 1,509,427.31 \$, considerando una dilución promedio del 57.63% y un valor unitario de 477.76 \$/t.

3.2 Marco Teórico

3.2.1 Recurso Mineral

Ruiz de Almodóvar (2020), en su publicación menciona que el mineral es aquel recurso natural que se encuentra expandido en todo el mundo, son recursos no renovables y están entre los metálicos y los no metálicos, entre los metálicos encontramos una diversidad, entre silicatos, óxidos, sulfuros y entre los no metálicos están los materiales de construcción, arcillas, sales, dolomitas etc.

3.2.2 Explotación por cámaras y pilares

De acuerdo con Aquis (2015), El método “room and pillar” que en español es cámaras y pilares consiste en la explotación del recurso mineral por cámaras



separadas por pilares que funcionan principalmente como sostenimiento de estas labores. Los pilares pueden ser recuperados parcialmente o en su totalidad de acuerdo a evaluaciones geomecánicas y económicas.

Según Soto (2015), menciona que los métodos de explotación en minas a sido utilizado siempre y tomando en consideración la estructura mineralizada, si está considerada como manto o veta y sobre todo la potencia de la veta, muy al margen de la ley que esta tiene que dar.

3.2.2.1 Recuperación de pilares

Según Falen, Sanchez Jorge Everardo 2016, menciona que este trabajo de recuperación de pilares está considerado como trabajo de alto riesgo, debido a que hay que reemplazar estos pilares dejado inicialmente por otros que tienen que tener la misma resistencia a las presiones del techo, así mismo se tiene que tomar en cuenta las diferentes actividades que se tiene que realizar para poder llegar al objetivo deseado que es recuperar el integro de los pilares considerados económicamente explotables

3.2.3 Evaluación Geomecánica

De acuerdo con Tacuri (2017), la evaluación geomecánica determina el diagnóstico sobre la metodología de la explotación, resultados de los índices, y la recomendación geomecánica con sus restricciones a la “productividad y rentabilidad de los métodos empleados”. Después de un análisis de resultados “Geológicas y Geomecánicas” de las estructuras mineralizadas y cajas, se determina conceptualmente un método de explotación de mina. (P. 24).

3.2.4 Macizo rocoso

Es un medio constituido por roca intacta que tiene discontinuidades y presencia de agua, las características de los macizos rocosos tienen gran importancia en las clasificaciones geomecánicas aplicadas en minería (Carnero, 2021)

3.2.5 Macizo rocoso de acuerdo con el tipo de fractura

Medina (2017), menciona que la geotecnia y geomecánica, estudian las condiciones geo-estructurales que muestra el macizo rocoso en el detalle del

mapeo geo-mecánico; además que el GSI de Hoek and Brown, se denomina tomando lo siguiente:

- Fracturada Masiva o leve (LF)
- Fracturada Moderada (F)
- Muy fracturada (MF)
- Triturada o brechada (T)
- Fracturada Intensa (IF).
- Grado de alteración del macizo rocoso.

3.2.5.1 Clasificación geomecánica Q de Nick Barton

Barton (1974), es la primera clasificación propuesta la misma que se ha ido actualizando en los últimos años, (1999). la clasificación está basada en el índice de calidad Q, que parte de 6 parámetros las cuales toman en cuenta una serie de características del macizo rocoso. Este estudio facilita la clasificación del macizo rocoso fuertemente fracturado.

El índice Q se define mediante la siguiente ecuación:

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

Donde:

Q = Calidad del macizo rocoso

J_n = número de juntas o discontinuidad

J_r = Grado de rugosidad de las discontinuidades

J_a = Grado de alteración de la junta

J_w = presencia de agua en el macizo rocoso

SRF = estado de esfuerzos en el macizo rocoso.

El parámetro de RQD/J_n:

RQD/J_n = Nos da la estructura de la masa rocosa, donde esta es la medida del tamaño del bloque, con dos valores extremos las cuales son (100/0.5 y 10/20).



El parámetro Jr/Ja

Jr/Ja = Es la rugosidad y características de fricción de las paredes de la junta o los materiales de relleno (4/0.75 y 0.5/20); más de la resistencia al corte entre bloques.

El parámetro Jw /SRF

Jw /SRF = la cual consiste en dos parámetros de esfuerzos. SRF es una medida de:

1. La carga de aflojamiento en el caso de una excavación a través de lugares de corte y rocas que tienen arcilla.
2. Esfuerzos rocosos en rocas competentes.
3. Cargas de alta deformación en rocas plásticas incompetentes. Esto puede ser considerado como un parámetro de esfuerzo total.
4. El parámetro Jw es una medida de presión de agua, la cual tiene un efecto adverso sobre la resistencia al corte de las juntas, debido a la reducción del esfuerzo normal efectivo.

La clasificación de Barton (1999), evalúa el macizo rocoso tal como se presenta en la tabla 2.

Tabla 2 — Clasificación geomecánica de Barton

Valor de Q	Tipo de roca
0,001 -0,01	Excepcionalmente mala
0,01-0,1	Extremadamente mala
0,1-1	Muy mala
1-3	Mala
3-10	Media
10-40	Buena
40-100	Muy buena
100-400	Extremadamente buena
400-1000	Excepcionalmente buena

Extraído de Nick Barton (1999)

3.2.5.2 Clasificación de Bieniawski (R.M.R.)

Se basa en el índice R.M.R. "Rock Mass Rating", Ramírez (1991), sostiene que es una estimación de la calidad del macizo rocoso, tomando en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia de la roca matriz
- Condiciones del diaclasado
- Efecto del agua
- Posición relativa del diaclasado respecto a la excavación

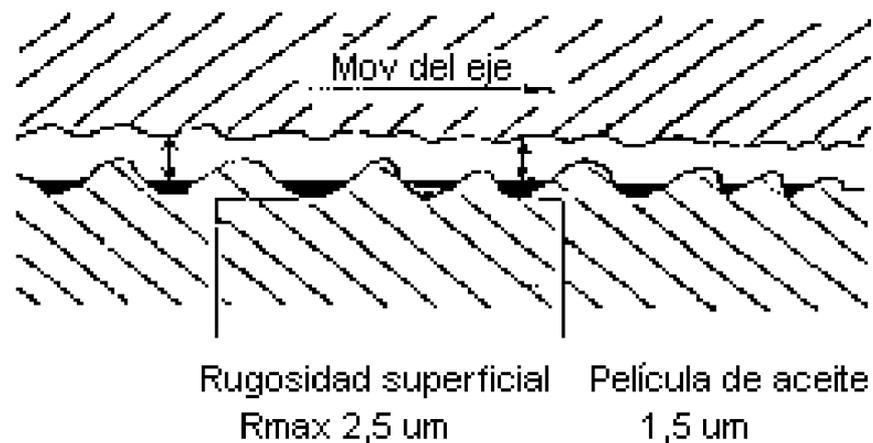


Figura 1 — Superficie rugosa

Extraído de, Rugosidad Superficial. (Mecánica, 2010)

Es la superficie del terreno que se encuentra de forma irregular, una superficie no liza, que tiene deformaciones con respecto a su plano discontinuo y tienen los siguientes parámetros de medición de rugosidad, basados en la Línea media "M" son agrupados en tres clases:

- Los que se basan en la medida de la profundidad de la rugosidad
- Los que se basan en medidas horizontales
- Los que se basan en medidas proporcionales

Esfuerzos que se dan por las excavaciones mineras;

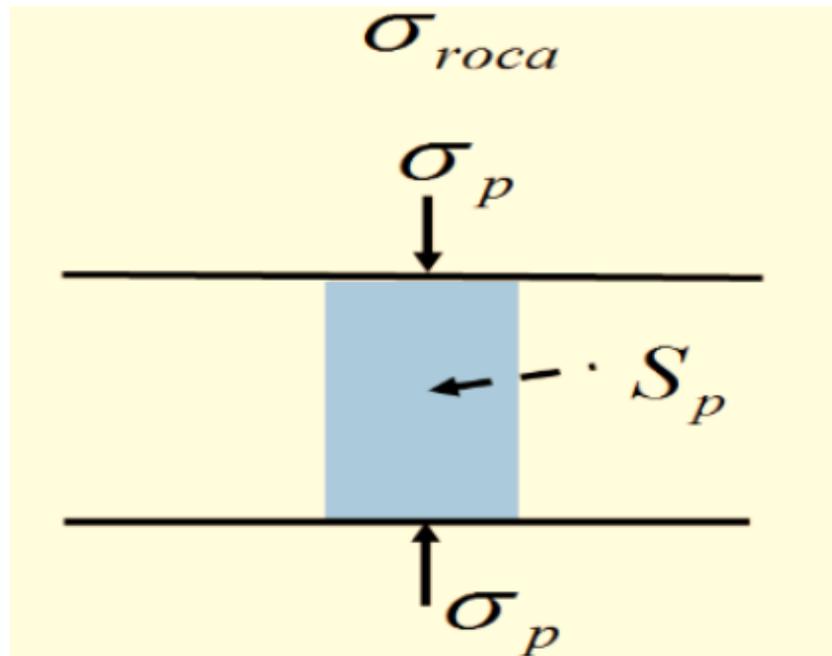


Figura 2 — Esfuerzos actuantes sobre el pilar.
Extraído de Medina (2017)

3.2.6 Método de recuperación de pilares

De acuerdo con Mori (2017), los métodos de recuperación de pilares son los siguientes:

- 1. Recuperación de pilares en retirada.** Consiste en recuperar los pilares conforme se van sellando las cámaras desde la parte más alejada que haya explotado el yacimiento, los pilares se explotan en forma gradual, donde los pilares cercanos a la extracción sirven como sostenimiento ante derrumbes.
- 2. Por hundimiento controlado de techos.** Consiste en controlar y mantener estable el techo de las cámaras y hundirlo en cuanto se va extrayendo los pilares; pero, en ocasiones el control puede mostrar fallas no pudiendo llegar al objetivo deseado.
- 3. Con cambio de pilares artificiales.** Consiste en reemplazar los pilares existentes con pilares artificiales, estos pueden ser mecánicos o cuadros de madera con relleno, este tipo de recuperación es el más efectivo y más utilizado consiste en:

- a) Sostenimiento con rellenos detríticos. Consiste en rellenar las cámaras con materiales detríticos provenientes del mismo lugar, este al ser compactado reemplaza a los pilares.
- b) Sostenimiento con cuadros de madera. Este método es parecido al sostenimiento en labores normales, contando con los mismos elementos de sosteniente, con el enmaderado y encostillado respectivamente, este no debe tener grandes magnitudes.
- c) Sostenimiento con el empaquetado de maderas (“wood pack”). Los “wood pack”, estos tienen la forma de pilar, formando bloques de madera la cual reemplaza al pilar con una buena eficiencia, este método es relativamente costos.
- d) Sostenimiento aplicando puntales de madera. Este método es el más empleado, por su bajo costo, no tiene perduración, por lo que este sostenimiento es temporal y puntual.

4. Recuperación parcial de pilares. Este método consiste en recuperar alguno pilares o parte de ellos previa una evaluación económica y geomecánica, si las condiciones del terreno las permiten, este método de recuperación es selectivo de acuerdo a las leyes de mineral que se registran.

3.2.6.1 Factor de seguridad

Según, el Osinergmin (2017), este factor depende directamente de los esfuerzos, resistencia del macizo rocoso y de la magnitud de los esfuerzos actuantes en el macizo rocoso de la excavación, para de esta manera garantizar que los pilares sean estables, es decir, el soporte del pilar tendrá que ser mayor que el esfuerzo que actúa sobre él; se tiene la siguiente relación.

$$fs = \frac{\text{Resistencia del Pilar}}{\text{Esfuerzo actuante del Pilar}} = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

Cargas sobre pilar está dado por las siguientes condiciones

Zona de esfuerzos en el macizo rocoso

- Componentes del macizo rocoso,
- Densidad
- magnitud del pilar minero

- La tectónica

3.2.6.2 Área tributaria

Según Bunting (1911), en la “Teoría del Área Tributaria” menciona que para estimar el esfuerzo que actúa en el cuerpo o estructura de pilar se aplica el concepto “Teoría del Área Tributaria” esta teoría hace caso si un pilar se soportara cuando se “comparte” la carga que aplica.

El modelo matemático que corresponde para σ_p , presentado de la forma siguiente:

$$\sigma_p = \sigma_z * \left(\frac{W_p + W_o}{W_p}\right)^2$$

De donde:

W_p = Ancho del pilar

W_o = Ancho de la cámara

σ_p = Esfuerzo promedio

σ_z = Esfuerzo inducido

El modelo matemático corresponde para diversas formas de pilares dados en el campo:

- **Pilares cuadrados**

Estos pilares están distribuidos de forma simétrica obedeciendo las recomendaciones geomecánicas, el ancho y el largo de este pilar son iguales teóricamente, pero en campo tienen medidas similares por los trabajos de voladura que hacen que tengan variaciones mínimas.

$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{1 + W_o}{W_p}\right)^2$$



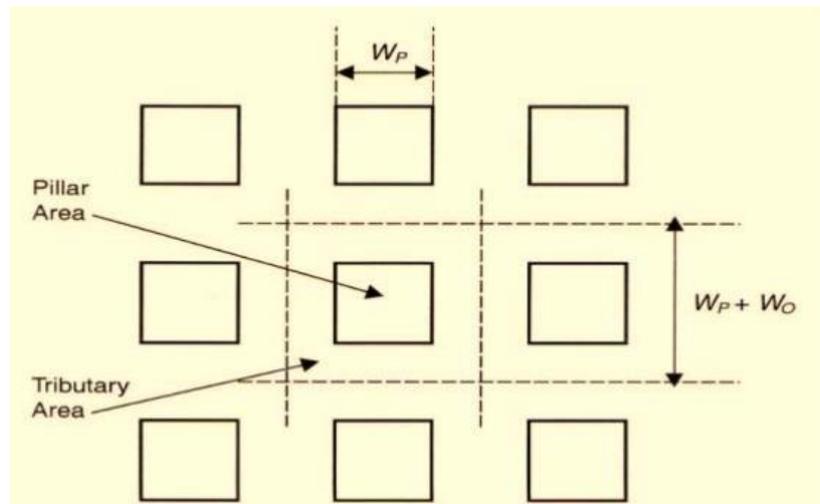


Figura 3 — Figura Pilares cuadrados.
Extraído de Medina (2017).

- **Pilares rectangulares**

Estos pilares están distribuidos y diseñados de forma simétrica, obedeciendo las recomendaciones geomecánicas, en este caso hay diferencias considerables en el largo y ancho en el diseño del pilar.

$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{(W_p + W_o)}{W_p} \right) * \left(\frac{(1 + l_o)}{l_p} \right)$$

De donde:

l_o = largo del pilar

l_p = Ancho del pilar

σ_u = Esfuerzo inducido

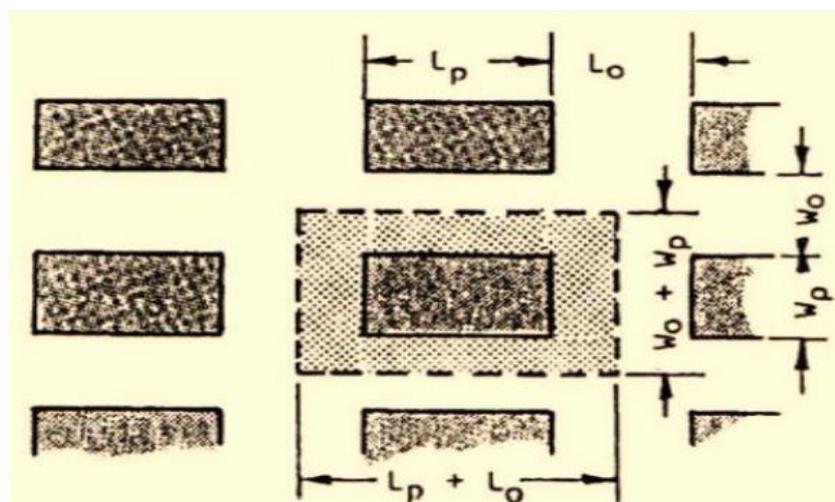


Figura 4 — Figura. Pilares rectangulares.
Extraído de, Medina (2017)

- **Pilares irregulares**

Estos pilares cumplen la recomendación geomecánica en función a la separación y dimensiones de cada pilar, estos pilares llegan a quedar así de forma irregular por que la explotación se realizó de forma selectiva buscando recuperar las partes mineralizadas con las leyes convenientes.

$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{\text{area de la columna de roca}}{\text{area del pilar}} \right)$$

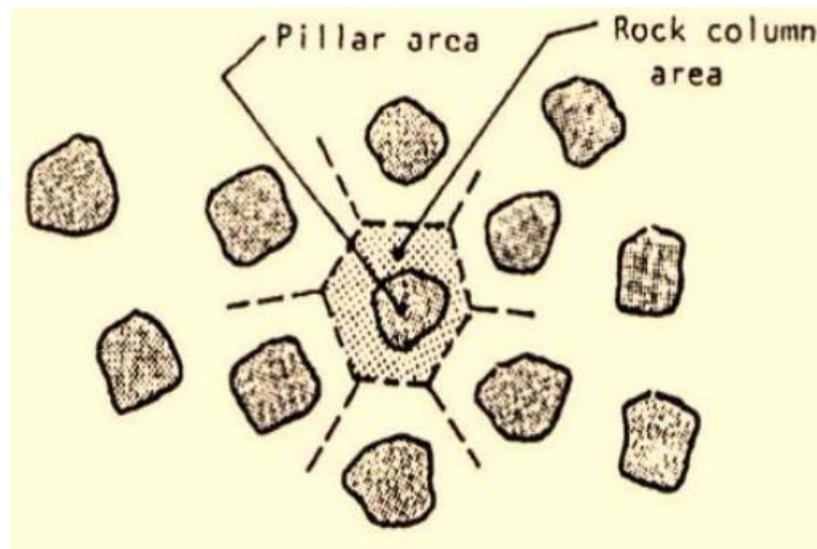


Figura 5 — Figura Pilares irregulares.

Extraído de, Medina (2017)

3.2.6.3 Resistencia del pilar

De acuerdo con Salazar y Córdova (2013), detallan determinar la resistencia de los pilares, en base a una cantidad de datos tomado de las características de pilares en las minas de Canadá en roca dura (Lunder y Pakalnis 1997), proponen una alternativa para determinar la resistencia de los pilares, integrando los datos obtenidos de un análisis de elementos de borde, de donde se determina una fórmula para hallar la presión de confinamiento de pilar

De acuerdo con Salazar y Córdova (2013) que citaron a Lunder y Pakalnis (1997), donde mencionan que la resistencia del pilar dependerá de su magnitud y geometría y de la resistencia de la roca

sana o intacta. El modelo matemático queda establecido de la siguiente forma:

$$s = (k * RCU)$$

Donde:

S = Resistencia de los Pilares (MPa)

K = (kappa) es un término de fricción del pilar

C_1 = Constante derivada empíricamente cuyo valor determinado es 0.68

C_2 = Constante derivada empíricamente cuyo valor determinado es 0.52

k = Es el factor del tamaño de la resistencia del macizo rocoso, determinado a un valor de 0.44. El valor de k también puede ser determinado con la siguiente fórmula:

$$k = \tan * \left[\cos^{-1} * \left(\frac{(1 - C_{pav})}{(1 + C_{pav})} \right) \right]$$

Siendo C_{pav} la presión de confinamiento promedio del pilar que se estima con el siguiente modelo matemático:

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log \left(\frac{W_p}{h} + 0.75 \right) \left(\frac{W_p}{h} \right)^{1.4} \right]$$

donde:

w_p = Ancho del pilar

h = Altura del pilar

Otros criterios que son tomados para la estimación y cálculo de la resistencia de pilares fueron los siguientes:

Hedley (1972):

$$S = K \left(\frac{(w_p)^a}{h^b} \right)$$

S = resistencia del pilar

w_p = ancho del pilar

h = altura del pilar

K = es una constante geomecánica, cuyo valor para rocas de dureza media es 133.

a y b son constantes que dependen de las características geomecánicas cuyos valores son 0.5 y 0.75 respectivamente.

También explicando la siguiente relación en función a su geometría

$$S = K * \left(\frac{W^a}{H^b} \right)$$

donde:

S = resistencia del pilar

W = ancho del pilar

H = altura del pilar

K = es una constante geomecánica, cuyo valor para carbón es 7,18

α y β son constantes que dependen de las características geomecánicas cuyos valores asignados son 0.46 y 0.66 respectivamente.

$$S = S_s \times \left[(a + b) \times \left(\frac{W}{H} \right) \right]$$

donde:

S = resistencia del pilar

W = ancho del pilar

H = altura del pilar

S_s = es la resistencia de un pilar cúbico (ancho-alto = 1)

a y b son constantes.

En la siguiente tabla 3.2, se ilustra las constantes de diferentes investigadores para el diseño de pilares, que aplicamos para el cálculo adecuado de sus dimensiones (Brady, 2004).

Tabla 3 — Constantes para el diseño de pilares. (Brady & Brown, 2004)

Fuentes	a	b	A	β
Buting (1911)	0,70	0,30	-	-
Obert & Duvall (1967)	0,78	0,22	-	-
Bieniawski (1968)	0,64	0,36	-	-
Skelly, Wolgamott & Wang (1977)	0,78	0,22	-	-
Greenwald, Howarth & Hartman (1939)	-	-	0,50	0,83
Holland (1964)	-	-	0,50	1
Salomón & Munro (1967)	-	-	0,46	0,66
Hardy & Agapito (1977)	-	-	0,60	0,95

Extraído de, Brady, y otros (2004)

3.2.6.4 Parámetros que influyen en la estabilidad del pilar

De acuerdo con Alvaro, Elorrieta Fredy (2018), en su publicación menciona que la resistencia de un pilar está definida por la capacidad de portar cargas compresivas. Esta resistencia es controlada por:

- a) El tamaño de la excavación,
- b) Las tensiones actuantes en el pilar,
- c) Las propiedades mecánicas del macizo rocoso,
- d) Las características del relleno empleado en el minado,
- e) El refuerzo o sostenimiento empleado y
- f) El buzamiento de la veta.

Alvaro (2018), en su publicación cita a Mark (1999), que propuso distintos ratios entre el ancho y altura del pilar y clasifica como.

a. Pilares esbeltos

Son aquellos que W/H (W = ancho del pilar; H = altura del pilar) tiene menos que 3 o 4. Cuando estos pilares son cargados hasta su máxima capacidad fallan de forma completa, liberando toda la carga aplicada.

b. Pilares intermedios

Pilares intermedios son aquellos con ratios entre 4 y 8. Estos pilares no transmiten la carga de forma completa cuando ellos fallan, teniendo una resistencia residual considerable.

c. Pilares Gruesos

Pilares que presentan ratios por encima de 10. Estos pilares pueden admitir grandes cargas y presentan una resistencia residual mucho mayor, admitiendo mayores deformaciones. Este trabajo permite verificar el ratio entre el ancho y la altura de los pilares juega un papel importante en el grado de estabilidad. Adicionalmente, el confinamiento de los “pilares puente” que obtienen de ambos ejes (de las cajas y de la continuidad de la roca en el eje de la excavación), es una característica importante que modifica el comportamiento mecánico de estos.

3.2.7 Evaluación económica

De acuerdo con Vives Ávila, Alonso Ricardo (2015), para hacer la evaluación económica, es necesario contar con la información geológica y leyes de mineral, una vez teniendo esto se realiza la evaluación en mención, considerando los equipos, materiales, insumos, mano de obra, estadía, etc., para poder realizar el valor económico del mineral e identificar si es explotable y cuanto de utilidad se puede obtener del total.

3.2.8 Sostenimiento en tajeos

De acuerdo con Medina, Aguilar Victor Hugo (2017), en su trabajo de tesis describe el sostenimiento de los tajeos de la siguiente forma de acuerdo para cada tipo de estructura.

En filones

Para este caso se deja puentes en los echaderos o accesos, sin interrumpir el ingreso a los mismos.

En minería artesanal

los pilares se dejan en los mismos tajos. A distancias apropiadas para poder mantener estable la caja piso y la caja techo, denominándose cámaras y pilares (“Room and Pillar”), el método de explotación.

Puntales de madera

Estos se instalan de forma perpendicular a las cajas, y las distancias de estas depende del ancho de minado de los tajos.

- Puntal de línea: Se colocan para reforzar echaderos de mineral o construir buzones.
- Puntal de seguridad: Sirven para sostener cajas inestables. En la caja techo llevan una plantilla de madera para dar una mayor consistencia.

Muros secos o pircas

Intercalando se construyen rumas o pircas que acompañan a los puntales, estos muros sirven también como relleno detrítico siempre y cuando la geometría de la mina la permita.

Soporte con Jack Pot

Rodriguez, Jose David (2019), en su publicación menciona que es un accesorio de sostenimiento el cual este es expansivo, que se aplica generalmente al extremo superior del puntal, este es llenado con agua a altas presiones hasta soportar las cargas o las tensiones del techo.

Las ventajas operativas del “Jack Pot” son:

- Rápido y fácil de instalar
- Es un SOSTENIMIENTO ACTIVO
- Tiene un campo de acción inmediato
- Aumenta la seguridad en el trabajo
- Tiene un amplio rango de expansión.
- Solo necesita agua.
- Las vibraciones de la voladura no le afectan
- distribuye de forma uniforme los puntales.
- Aumenta el rendimiento del puntal, soportando cargas de 20 y 50 toneladas

3.2.9 Perforación

Según (CAMIPER, 2019), la perforación minera es, quizá, una de las principales actividades de la primera etapa de trabajo en el punto de extracción. Su buena implementación y efectividad en los suelos o montículos rocosos, es fundamental para el avance de un proyecto minero. La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura y tiene como objetivo abrir en la roca huecos cilíndricos para alojar el explosivo y sus accesorios

iniciadores. Dichas excavaciones son denominadas taladros, barrenos, hoyos o “blast hole”. La perforación se puede realizar con perforadoras manuales convencionales (jackleg) o mecanizadas (jumbos).

3.2.10 Voladura

Según (POSADA, 2019) La voladura de rocas es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos donde la aplicación de medios mecánicos no resulta rentable. Esta técnica consiste en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocan explosivos para su detonación. La energía que transmiten a la roca provoca la buscada fragmentación del macizo rocoso que contiene los recursos mineros. Una buena perforación resulta condición para desarrollar una adecuada voladura del terreno. La perforación y voladura forman un conjunto. El hueco perforado correctamente no sirve de nada, si en la fase de voladura este se carga con explosivos de potencia y cantidad equivocadas. Lo mismo ocurre cuando la carga del explosivo es adecuada pero el taladro en su profundidad, paralelismo y densidad no es el correcto. Los explosivos comerciales son mezclas conteniendo nitrato de amonio y/o nitroglicerina como el principal ingrediente explosivo. Se clasifican en Dinamitas, Gelatinas y Agentes Explosivos. Las dinamitas pueden ser regulares (basadas en nitroglicerina) o amoniacaes (basadas en nitrato de amonio). Los explosivos gelatinosos son dinamitas regulares o amoniacaes que han sido gelificadas mediante la aplicación de nitrocelulosa para que adquiera una textura gomosa y darle mayor resistencia a la acción del agua. Ejemplos la gelatina regular, gelatina amoniacaal, semigelatinas etc. Las variables que se pueden controlar en la voladura son: presentadas en la tabla N°4.

Tabla 5 — Variables controlables en la voladura

PERFORACIÓN	Diámetro del taladro
	Malla de perforación
	Ratio espacio/burden
	Angularidad y/o paralelismo
	Sobre perforación
	longitud de taco
CARGA Y ENCENDIDO	tipo de explosivo
	Propiedades
	energía Disponible
	Método de carga y cebado
	Acoplamiento taladro/explosivo
	longitud de columna explosiva
Factor de carga Kg(M3	
GEOLOGÍA	Tipo de roca
	Resistencia a la rotura y propiedades elásticas de la roca
	Frecuencia sísmica
	Frecuencia sísmica
	Presencia de agua
	Condiciones del terreno
	Discontinuidades: grado de fisuramiento
	Condiciones del clima

Extraído de, tesis de SERIN, 2017

Los resultados del disparo se pueden agrupar según su rendimiento y seguridad:

Tabla 6 — Resultados del disparo

Rendimiento	salida total o parcial del taladro
	Fragmentación
	desplazamiento y forma del cono de escombros
	volumen de material roto
	esponjamiento (para el recojo y retiro de detritos)
	rotura hacia atrás
	sobre excavación
	Avance del frente
	proyección frontal y lateral
	Nivel de piso (lomos)
Seguridad	Proyección de fragmentos
	techos y cajas golpeados
	Explosivos y accesorios no detonados
	tiros fallados
	gases remanentes

Extraído de, tesis de SERIN, 2017

3.2.11 Explosivos

Según SERIN, (2017), un explosivo es una sustancia que, cuando es incitada por un impulso que puede ser el calentamiento, fricción u onda de choque, produce en algunos milisegundos, una rápida reacción exotérmica liberando calor y una gran cantidad de gases, bajo enorme presión, los cuales al calentarse y dilatarse producen trabajo mecánico. Después de la detonación del explosivo contenido en un taladro se produce una onda que viaja a la velocidad promedio de 400 m/s y que impacta en la roca generando fisuras radiales que parten desde la ubicación del taladro. Si la onda de choque llega a una cara libre se reflejará, creándose una onda de tensión. Una roca es menos resistente a la tensión que a la compresión, y posteriormente se desarrollan otras fisuras, para finalmente los gases ingresan en dichas fisuras a una presión elevada completándose la rotura. Generalmente los explosivos tienen en su composición los componentes combustibles carbono e hidrógeno, y oxidantes, así como oxidantes como el oxígeno unido a nitrógeno. Todos los explosivos son poco estables y bajo un estímulo externo pueden pasar a un estado más estable. El impulso inicial producido por el fulminante hace que el explosivo salga de su estado de equilibrio y se inicia la detonación que se propaga rápidamente por la energía liberada sucesivamente.

3.2.11.1 Fundamentos Sobre Explosivos y la teoría de detonación

a. Tipos de reacción en función de la cinética química

Combustión

CHURA, (2019), define como tal a toda reacción química capaz de desprender calor pudiendo o no, ser percibida por nuestros sentidos, y que presenta tiempo de reacción bastante lento.

Deflagración

CHURA, (2019), define que es un proceso exotérmico en el que la transmisión de la reacción de descomposición se basa principalmente en la conductividad térmica. La deflagración es sinónimo de una combustión rápida.

Detonación

CHURA, (2019), define que es un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva (que se traduce en presión sobre el área circundante).

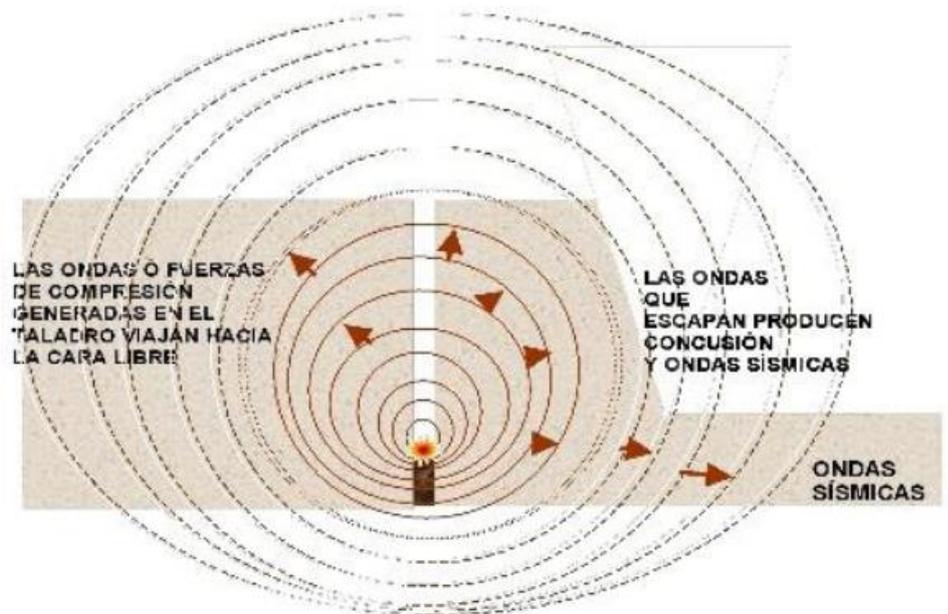


Figura 6 — presión sobre el área circundante
Extraído de tesis CHURA 2019

b. Mecanismo de la detonación

Según CHURA, (2019), los mecanismos de detonación son los siguientes

- Detonador: crea la onda de choque iniciadora (1). La onda avanza a alta velocidad originando la reacción de la masa, inicialmente en un punto, el que se amplía hasta ocupar el diámetro total del explosivo, donde este adquiere su velocidad máxima de detonación.
- Por detrás del frente de choque (FC) se forma la zona de reacción (ZR) limitada por el plano de Chapman - Jouget (PCJ) con la máxima temperatura y presión de detonación; donde la

masa explosiva se descompone para originar la zona de explosión (ZE) que le sigue (con temperatura y presión de explosión, muy elevadas).



Figura 7 — proceso de detonación de una carga explosiva
Extraído de tesis CHURA (2019)

3.2.12 Análisis de costos

De acuerdo con Riquelme, (2017), en su publicación de webyempresas, en primera línea comenta que la Contabilidad de Gestión surge a partir de la necesidad de obtener información suficiente y personalizada acerca de los costos generales involucrados en el producto que se va producir y vender, que sea de utilidad a la gerencia a la hora de tomar algunas decisiones en el ámbito financiero. Entonces de esta forma, esta contabilidad, a diferencia de la contabilidad financiera que elabora las Cuentas Anuales basándose el Plan General Contable, se encargara de englobar el control presupuestario, además del Análisis de Costos y al mismo tiempo la contabilidad de costos, con el propósito de calcular los costos generales de producción y funcionamiento de la empresa, acelerar el proceso de planificación y control y servir de apoyo en la toma de decisiones.

Sin afectar a lo antes explicado se debe resaltar que la Contabilidad Financiera y la Contabilidad de Gestión se complementan, valiendo de apoyo mutuo en algunos escenarios administrativos.

Podemos ahora sí hablar de lo que son los costos directos e indirectos y como es que se clasifican y diferencian. Partimos una idea de la necesidad de establecer el costo de un producto específico, para de esta manera pautar el precio de venta. El coste es la suma del total de los gastos ocasionados para obtener un bien o servicio.

La cantidad de gastos que se dan lugar a un costo, son:

- Aquellos que de alguna manera forman parte de la actividad habitual y propia de la empresa.
- Aquellos que están estrechamente vinculados a la actividad productiva.
- Aquellos que son ineludibles para el desarrollo de la actividad productiva.

Para lograr adquirir el costeo de un producto o servicio determinado, lo que se debe hacer en primer lugar es la clasificación de los costos, es aquí cuando intervienen los criterios y conceptualizaciones de los mencionado costos directos e indirectos.

3.2.12.1 Costos directos

De acuerdo con Riquelme (2017) en su publicación, se denominan costos directos aquellos costos que se asocian directamente con el producto de forma clara, sin hacer ningún tipo de reparto. Sirven para instaurar mecanismos de control que den a conocer con la mayor exactitud posible la cantidad de costo que amerita el producto o servicio. Se conocen como costos de producción.

Ejemplos de costos directos:

Materias Primas Directas: Son los recursos materiales que se agregan en el proceso productivo para ser transformados de forma total o parcial para lograr el Producto Final. Por ejemplo, la harina para elaborar pan, tela para la ropa, oro para anillos, madera para muebles, etc.

Materiales Directos: Son todos aquellos bienes transformados que sirven al producto final sin constituir parte del mismo, pero si son

comercializados conjuntamente. Por ejemplo, los envases, envolturas, etiquetas, cajas de embalaje, accesorios, repuestos, etc.

Mano de Obra Directa: Es la fuerza de trabajo empleada para transformar la materia prima en el producto final. Por ejemplo, los sueldos de obreros, beneficios sociales, aportes a la seguridad social, primas por horas extra y bonos productivos para incentivar la alta productividad.

3.2.12.2 Costos indirectos

De acuerdo con Riquelme (2017), en su publicación, son aquellos costos que se ven implícitos en el proceso de producción pero que no se incorporan manera directa al producto final. Estos son bastante comunes en varios productos, por lo que se debe constituir algún criterio de reparto. Se conocen también como gastos de fabricación.

Ejemplos de costos indirectos:

Costos Indirectos de Producción: Son costos indispensables para la producción tales como el costo de aprovisionamiento y fabricación.

Mano de Obra Indirecta: Sueldos de los jefes de producción, gerente de planta y supervisores, beneficios, seguridad social, pagos de horas extras, bonos nocturnos, bonos de alta productividad, de los mismos.

Materiales Indirectos: Son aquellos Insumos que no se cuantifica directamente en el producto elaborado, ni forman parte de él, pero sin estos no sería posible la Producción. Por ejemplo, suministros como lubricantes, aceites, útiles de limpieza, herramientas y equipos de trabajo, materiales de mantenimiento, etc.

Elementos físicos: Insumos para el funcionamiento de la planta, necesarios para la producción. Por ejemplo, energía eléctrica, Agua, refrigerantes, etc.

Costos Indirectos Generales: Son costos del período productivo, no son necesarios para la producción. Ejemplo: costos de promoción,

administración, patentes y financieros. son valorizados al final y no deben ser mayor del 10% del costo directo.

3.3 Marco conceptual

- a) **Energía interna.** Es la que está almacenada en el interior de cualquier cuerpo, este se podría convertir en energía potencial. En nuestro caso mencionamos que es una energía acumulada “in-situ” al interior del macizo rocoso y que si no se controla puede actuar violentamente ocasionando accidentes o eventos no deseados.
- b) **Esfuerzos.** Estos son inevitables y aparecen el lugar donde se realiza una excavación subterránea y son las responsables en ocasionar desprendimientos de roca o deslizamientos, estos tienen que ser sometidos para que no ocasiones estos eventos de desprendimientos ni deslizamientos.
- c) **Geomecánica.** Es la ciencia teórica y aplicada que estudia a las estructuras rocosas y su comportamiento mecánico, determinado las características de las mismas.
- d) **Discontinuidades.** Conocida también como una rajadura en la roca, fractura o también juntas, teniendo en conocimiento este parámetro que es parte de la evaluación geomecánica que es importante para poder determinar la calidad del macizo rocoso.
- e) **Falla.** Es un desplazamiento que separa dos masas rocosas, donde uno de ellos se pudo desplazar con respecto a otro, la cuales en su mayoría están rellenos con arcilla u otro relleno que se pudieran encontrar en la parte superficial de la misma.
- f) **Sostenimiento.** Son elementos que se utilizan para contrarrestar algún esfuerzo en alguna pared o apertura subterránea estas pueden ser naturales o artificiales y también en el tiempo pueden ser permanentes o temporales.
- g) **Desarrollo.** Se conoce desarrollo de minas a labores con que se constituyen para poder ampliar los horizontes de trabajo o frentes de trabajo tales son como como, rampa o inclinado, etc. Pudiendo ser iniciados de forma positiva o negativa.
- h) **Preparación.** Son las actividades que se realizan antes de entrar en producción estas son construcción de galería, cortadas, chimeneas subniveles, etc. Estas por lo

general se corren sobre veta en minas pequeñas, en minas grandes se realizan sobre estéril o dependiente de la disposición y forma de la estructura mineralizada

- i) Explotación o producción.** Es la actividad de extraer mineral que previamente fue evaluados y que es rentable, esta se puede realizar de diferentes métodos de explotación ya sean subterráneas o superficiales y cada uno con sus variantes de sus métodos propiamente para cada caso.
- j) Tonelaje.** Es la capacidad de producción de minerales que se da a diario en una actividad minera, esta puede ser de origen subterráneo o superficial. Mori. Villanueva, Renzo Necyr (2017)
- k) Pilar.** El pilar es la zona de roca o mineral existente, siendo su función como sostenimiento natural de terrenos perturbados tal sea el cómo de minas subterráneas. Minem (2007)
- l) Puntales Jack Pot.** Es un tipo de sostenimiento que se emplean en tajos de producción, en un extremo del puntal se coloca el plato “Jack Pot” el cual es accionado con agua a altas presiones para sopesar las fuerzas actuantes en las cajas. (Sergio. Huaicane, 2018)
- m) Tajo.** Son las labores temporales destinadas a la extracción de mineral. (López, 2004)
- n) Labores permanentes.** Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones. (Pacahuala, 2015)
- o) Labores temporales.** Son labores que requieren un sostenimiento ocasional y menor que en las labores permanentes, pues estas labores serán rellenadas luego de ser explotadas. (López, 2004)
- p) Geomecánica.** Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: Resistencia de la

roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades. (De La Cruz, 2014)

- q) **Matriz rocosa.** Es el material rocoso exento de discontinuidades o bloques de roca intacta. (EXSA, 2017)
- r) **Discontinuidades.** Son los planos de origen mecánico o sedimentario que separan los bloques de la matriz rocosa. (López, 2004)
- s) **Macizo rocoso.** Es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades. (Zapata, 2002)
- t) **Perno “Split set”.** Es un tipo de perno que trabaja a fricción, consiste en un tubo de acero con una ranura longitudinal, de diámetro algo mayor que la perforación donde se introducirá. Su diámetro disminuye al introducirlo al barreno, generando presiones de fijación por efecto elástico. (López, 2004)
- u) **Shotcrete.** Es hormigón proyectado, se utiliza principalmente para fines de soporte de rocas y suelos, y es considerada una de las tecnologías más adaptables de fortificación en construcción de túneles y minería. (Zapata, 2002)
- v) **Anfo.** Es un agente explosivo de bajo precio cuya composición es 94.3% de Nitrato de Amonio y 5.7% de gas-oil, que equivalen a 3.7 litros de este último por cada 50kg de Nitrato de Amonio. (López, 2004)
- w) **Emulsión explosiva.** Son del tipo inversado “agua en aceite”, componiéndose de dos fases líquidas, una continua constituida básicamente por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa constituida por micro gotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente. (Benitez, 2019)
- x) **El Factor de Potencia y/o Factor de carga.** Es la relación entre el número de kilogramos de explosivos empleados en una voladura determinada y el número de toneladas a romper producto de esa voladura o el volumen correspondiente en metros cúbicos a romper. Las unidades son kg/TM o kg/m³. (Costos, 2018)

- y) **Disparo soplado.** Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explotaron o ninguno de los taladros cargados de la malla de voladura explosiono. (López, 2004)
- z) **Tiros cortados y soplados.** Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explotaron o ninguno de los taladros cargados de la malla de voladura explosiono. (López, 2004)
- aa) **La Distribución de la carga explosiva.** Es la cantidad de explosivo y accesorios de voladura que se reparten del polvorín a las diferentes labores de trabajo previo una generación del vale de salida de explosivos. (Jàuregui, 2009)
- bb) **Dispersión.** Hace referencia a que, debido a la delicada fabricación y propia constitución de los elementos de retardo, se producen diferencias de tiempo entre detonadores individuales de las misma seria, tipo y lote de fabricación, lo que se conoce como dispersión del valor real con respecto al valor nominal. Por ejemplo, un retardo con tiempo nominal de 20ms, puede salir con 22ms. (Enami, 2017)
- cc) **Corte quemado.** Es un tipo de arranque que consiste en perforar 3 o más taladros paralelos entre sí y paralelos al eje de la galería. Este tipo de arranque se usa generalmente en terreno duro, dejando uno o algunos taladros vacíos con la finalidad que se constituyan en cara libre, a fin de que la roca triturada se expanda hacia el espacio libre, logrando su expulsión, los taladros del corte deben ser los más profundos. (Enami, 2017)

CAPÍTULO IV METODOLOGÍA

4.1 Tipo y nivel de investigación

El tipo y nivel de la investigación de la tesis es descriptivo aplicada, la investigación trata sobre la recuperación de los cuerpos de pilares que son económicamente rentables y que influye directamente en la recuperación de mineral y la economía de la empresa. Según Vargas (2008), la investigación aplicada es una forma de conocer las realidades con una prueba.

4.2 Diseño de la investigación

El diseño de esta investigación es de causa efecto, las variables toma en cuenta los trabajo que se realizaran en las operaciones de los tajos donde se emplearan este tipo de sostenimiento y se evaluaran de forma directa la recuperación de los pilares aplicando los pilares artificiales y determinando disposición y distribución de ellas.

M → O

Donde

M = Muestra de estudio.

O = Observaciones o información recogida.

4.3 Población y muestra

4.3.1 Población

Corresponde al método de explotación por cámaras y pilares en la Unidad de Producción Chilcas Bajo de la Empresa Minera Marsa. Para ello se aplica el siguiente diseño.

4.3.2 Muestra

La muestra se escogió de forma intencionada y fue la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad de Producción Chilcas Bajo.

4.4 Procedimiento

Trata de la selección de un tipo de sostenimiento para el tajo de la cámara 4, nivel 3075; que permita la recuperación de pilares, se estima realizar el trabajo de investigación en 6 meses, el medio del procedimiento será la observación y los reportes generados de las leyes de cada pilar y la recomendación geomecánica, para la obtención de los datos se tendrá en cuenta registros en papel las cuales serán pasados al Excel y el empleo del procesador de textos.

4.5 Técnicas e instrumentos

La técnica aplicada para esta investigación fue la observación, y el instrumento que se utilizó en la presente tesis fueron las guías de observación, equipos de campo, los datos bibliográficos y cuadros de resumen y estadísticos.

4.6 Análisis estadístico

En este caso al ser una investigación descriptiva, no correlacional, no corresponde un análisis estadístico de datos.

CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1 Análisis de resultados

5.1.1 Clasificación Geomecánica desarrollado por Bieniawski – RMR (1989)

Este criterio toma en cuenta los siguientes parámetros:

- La resistencia a la compresión (R_c) de la roca intacta, que puede ser determinada con otros procedimientos como los ensayos de laboratorio.
- El RQD (Rock Quality Designation), que puede ser determinado utilizando los testigos de las perforaciones diamantinas. El RQD es el porcentaje de trozos de testigos recuperados mayores a 10 cm, de la longitud total del taladro.
- Es espaciamiento de las discontinuidades.
- La condición de las discontinuidades, referidas en este caso a la persistencia, apertura, rugosidad, relleno y meteorización.
- Orientación de las discontinuidades.
- La presencia de agua.

La clasificación geomecánica de Bieniawski tiene como estudio de 5 parámetros:

- Parámetro de resistencia a la compresión roca inalterada.
- Parámetro de RQD.
- Parámetro de espaciamiento en las discontinuidades.
- Parámetro de condición de discontinuidades.
- Parámetro relacionado con la recurrencia de agua.

Tabla 6 — Valoración RMR

Descripción	RMR	Clase de macizo rocoso
Roca muy buena	81-100	I
Roca buena	61-80	II
Roca regular	41-60	III
Roca mala	21-40	IV
Roca muy mala	0-20	V

Extraído de, Hoek And Brown (1990)

5.1.1.1 Parámetro de resistencia a la compresión

Tabla 7 — Valores de resistencia a compresión simple y carga puntual

Resistencia de la roca			
Descripción	Resistencia a la compresión simple (mpa)	Ensayo de carga puntual (mpa)	Valoración
Extremadamente dura	>250	>10	15
Muy dura	100-250	4-10	12
Dura	50-100	2-4	7
Moderadamente dura	25-50	1-2	4
Blanda	5-25	<1	2
Muy blanda	1-5		1

Extraído de, Hoek And Brown (1990)

5.1.1.2 Parámetro RQD

Este índice viene definido por la **fórmula RQD** expuesta a continuación:

$$RQD = \frac{\sum \text{Testigos o núcleos de sondeo de longitud } > 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total de la maniobra}} 100\%$$

A partir del RQD, la calidad del macizo rocoso podría definirse como:

Tabla 8 — Calidad del macizo rocoso

Índice de calidad de roca	calidad	valoración
0-25	muy mala	3
25-50	mala	8
50-75	regular	13
75-90	buena	17
90-100	excelente	20

Extraído de, Hoek And Brown (1990)

En muchos casos, no existe la posible situación de medir el % RQD por lo que puede tomar las correlaciones empíricas para su determinación de la misma, a partir de medidas que se realicen donde el macizo rocoso aflore. Algunas de estas correlaciones son las expuestas a continuación:

- $RQD = 115 - 3,3 J_v$ Palmstrom (1975)
- $RQD = 100e^{-0,1d(0,1d+1)}$ Hudson (1989)

Donde:

J_v : Número total de discontinuidades por metro cúbico

D : Densidad de las discontinuidades.

5.1.1.3 Parámetro de espaciamento de las discontinuidades

No solo la cantidad de discontinuidades es importante en el cálculo sino también la distancia entre las discontinuidades, siguiendo con los parámetros tenemos los siguientes puntajes para el cálculo final:

Tabla 9 — Espaciamento entre discontinuidades

Espaciamento entre discontinuidades		
Descripción	Espaciamento (m)	Puntaje
Muy separadas	>2	20
Separadas	0,6 - 2, 0	15
Moderadamente juntas	0,2 - 0,6	10
Juntas	0,06 - 0,02	8
Muy juntas	<0,06	5

Extraído de, Hoek And Brown (1990)

5.1.1.4 Parámetro de condición de discontinuidad

Para el cálculo de este parámetro se presenta un cuadro con las diferentes características presentes en las muestras y sus valores para el posterior cálculo.

Tabla 10 — Características de muestras y valores

CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES					
Discontinuidad (persistencia)	<1 6	1-3m 4	3-10m 2	10 - 20 m 1	>20 0
abertura (mm)	nada 6	<0,1 mm 5	0.1-1.0 4	1-5mm 1	>5mm 0
rugosidad	muy rugosa 6	rugosa 5	levemente rugosa 3	lisa 1	pulida 0
tipo de relleno	nada 6	resistente >5 mm 4	resistente <5 mm 2	blando >5mm 2	blando <5 mm 0
Intemperización (alteración)	inalterada 6	levemente alterada 5	moderadamente alta. 3	muy alterado 1	descompuesta

Extraído de, Hoek And Brown (1990)

5.1.1.5 Parámetro relacionado con la recurrencia de agua

Tabla 11 — Parámetros relacionado con la presencia de agua

Agua Subterránea			
Filtración de agua por cada 10 m de longitud de túnel(l/min)	Presión de agua en la discontinuidad dividido la tensión principal mayor	Descripción de las condiciones generales	puntaje
nada	0	completamente seco	15
<10	0.0-0.1	apenas húmedo	12
10-25.	0.1-0.2	húmedo	7
25-125	0.2 - 0.5	goteo	4
>125	>0.5	flujo continuo	0

Extraído de, Bieniawsky 1989

A partir de los resultados se determinó una media de RMR de 56.3 en la cámara 4, nivel 3075 catalogado como roca regular de tipo III.

Tabla 12 — Clase de roca según RMR

RMR	Clase	Calidad del macizo rocoso
81-100	I	Roca muy buena
61-80	II	Roca buena
41-60	III	Roca regular
21-40	IV	Roca mala
< 20	V	Roca muy mala

Extraído de, Bieniawsky 1989

5.1.2 Clasificación GSI

Para poder determinar la calidad de la roca usaremos la clasificación geomecánica GSI. El cálculo y diseño del sostenimiento de labores subterráneas se puede efectuar por método analíticos numéricos observacionales y empíricos.

En la unidad minera se aplica el diseño mediante el uso de métodos empíricos relacionando los índices G.S.I. (Geological Strenght Index) modificado y RMR (Rock Mass Rating).



Tabla 13 — Características geomecánicas consideradas para el G.S.I.

GSI	DESCRIPCIÓN	CÓDIGO	CALIFICACIÓN
Características de fracturamiento	Levemente Fracturada	LF	2-6 F/m
	Fracturada	F	6-12 F/m
	Muy fracturada	MF	12-20 F/m
	Intensamente fracturada	IF	>20 F/m
	Triturada	T	Roca extremadamente fracturada
Características de resistencia y condiciones de las discontinuidades	Muy buena	MB	Se astilla con golpes de picota, disc. Muy rugosas, sin relleno
	Buena	B	Se rompe con 3 o más golpes de picota, disc. Rugosas, lev. Alteradas.
	Regular	R	Se rompe con 1 o 2 golpes de picota, disc. Lisas, mod. Alteradas.
	Pobre	P	Se dent inmediatamente, superficies pulidas, muy alterada
	Muy pobre	MP	Se dent profundamente, disc. Pulidas y rellenas de arcilla

Extraído de, Área de geomecánica

El RMR considera únicamente los valores de los parámetros de resistencia, RQD, espaciamiento y condición de discontinuidades, mientras que el G.S.I. permite obtener una clasificación cualitativa y cuantitativa muy simple como, por ejemplo: Fracturada/regular: F/R o Muy fracturada/Muy pobre: MF/MP.

Sin embargo, para poder realizar una correcta clasificación la aplicación de la cartilla geomecánica debe tener en cuenta los factores influyentes para realizar las correcciones y ajustes en el tipo de sostenimiento y tiempo de colocación.

Para la utilización de esta tabla, se evalúan in situ, en el frente de trabajo, considerando paredes y techo, el número de fracturas en 1 metro lineal para determinar el nivel de fracturamiento clasificándola en: levemente fracturada



(LF), fracturada (F), muy fracturada (MF), intensamente fracturada (IF) y triturada (T), por otro lado usando la picota y/o barretilla, se determina el nivel de resistencia teniendo en cuenta la alteración y la rugosidad de las discontinuidades, clasificándola como, buena (B), regular (R), pobre (P) y muy pobre (MP). El resultado obtenido de estos dos procedimientos, se cruzan en la cuadrícula obteniéndose un cuadrado compuesto por dos triángulos, el triángulo superior indica el tipo de sostenimiento sin factores influyentes, y el triángulo inferior indica el sostenimiento a usar con factores influyentes.

5.1.3 Clasificación geomecánica del macizo rocoso

El estudio análisis en el macizo rocoso cuya caracterización del mismo se debe a un desarrollo de recabar información obtenidos en campo en base a sus propiedades físicas, cuyo resultado determinará el tipo de mapeo geomecánico. En tanto se adiciona pruebas de laboratorio que reforzará los cálculos realizados en distintos tramos de pilar a pilar y minimizando el margen de error, donde se muestra a continuación datos y valores del macizo rocoso.

Tabla 14 — Valores geomecánicos de diferentes tipos de roca

Roca	Cohesión (Mpa)	Ángulo de fricción (°)	Densidad (g/cm ³)
Andesita	28	-	2.50 a 2.80
Anfibolita	8-35	30-50	2.85 a 3.07
Anhidrita	20-60	48-55	2.90 a 2.95
Arenisca	5-40	35-50	1.60 a 2.90
Basalto	1-6	30	2.70 a 2.80
Caliza	25-70	40-55	1.50 a 2.80
Cuarcita	90-120	40-50	2.30 a 2.70
Diabasa	15	50-55	2.80 a 2.90
Diorita	22-60	25-35	2.60 a 3.00
Dolomía	20-15	25-30	2.20 a 2.90
Esquisto	30	20-30	2.70 a 2.90
Gabro	15-40	35	2.80 a 3.10
Gneis	15-50	30-40	2.50 a 2.80
Granito	6-10	45-58	2.50 a 2.80
Grauvaca	15-35	45-50	2.60 a 2.70
Mármol	3-35	35-45	2.60 a 2.80
Lutita	10-50	40-60	2.20 a 2.65
Pizarra	10	40-55	2.70 a 2.80
Toba	1	-	2.20 a 2.50
Yeso		30	2.30 a 2.30

Extraído de, Conanma. “Capítulo 12: Geotecnia”

Según los datos recabados y registros se diferencian 5 dominios litológicos representativos en los que se aloja la mineralización: Diorita, Granito, Granodiorita, Microdiorita y Tonalita.

Para la clasificación geomecánica según RMR en la unidad minera se estableció el siguiente cuadro:

Tabla 15 — Clasificación geomecánica en unidad minera

Tipo de roca		Rmr bieniawski	Clasificación de la roca
I		81-100	Muy buena
II		61-80	Buena
III	III-A	51-60	Regular "a"
	III-B	41-50	Regular "b"
IV		21-40	Mala
V		0-20	Muy mala

Extraído de, Área de geomecánica-Marsa

A la vez que se tiene una clasificación geomecánica en la unidad minera, también se clasifica los dominios litológicos en base a las características intrínsecas de las mismas:

Tabla 16 — Clasificación geomecánica según dominio litológico

Litología	Rango RMR	Calidad de la masa rocosa
Diorita	26-64	II, III-A, III-B y IV
Granito	20-65	II, III-A, III-B, IV y V
Granidiorita	26-61	II, III-A, III-B y IV
Microdiorita	16-69	II, III-A, III-B, IV y V
Tonalita	23-62	II, III-A, III-B y IV

Extraído de, Área de geomecánica - Marsa

Considerando el rango de valores existentes para determinar el dominio litológico de cata tipo, desde, tipo de roca Buena II-B hasta Muy mala V-A. es impórtate mencionar que las rocas ígneas son de dureza alta, teniendo los estándares de competitividad para la determinación de autosoporte.

5.1.4 Análisis geomecánico de pilares

Este trabajo de clasificación se realizó en campo donde los resultados geomecánicos fueron inmediatos una vez terminadas las pruebas geomecánicas realizadas con la picota.



Este trabajo de clasificación se realizó en campo donde los resultados geomecánicos fueron inmediatos una vez terminadas las pruebas geomecánicas realizadas con la picota.

Tabla 17 — Evaluación in situ de resistencia del material rocoso con picota

Descripción	Resistencia compresión simple (kg/cm ²)	Huella y sonido
Muy blanda	10-15	El material se disgrega completamente con un golpe de pico del martillo y se deshace con navaja
Blanda	50-250	El material se indenta de 1-5 a 3 mm con el pico del martillo y se deshace con la navaja
Media	250-500	El material no se deshace con la navaja. La muestra sostenida en la mano se rompe con UN (01) golpe de martillo
Moderadamente dura	500-1000	La muestra se rompe con VARIOS golpes de martillo.
dura	1000-2500	La muestra depositada en el suelo se rompe con UN (01) golpe.
Muy dura	>2500	La muestra se rompe con dificultad a golpes con el pico del martillo. Sonido MACIZO

Extraído de, Área de geomecánica - Marsa

Considerando los métodos de análisis geomecánicos descritos en la tesis, realizaremos una clasificación geomecánica de la zona, muestreando en la zona de los pilares (9 pruebas en cada pilar, 3 en cada dominio geomecánico), realizando una equivalencia entre cada método de análisis:



5.1.4.1 Pilar 01

Tabla 18 — Evaluación in situ pilar 01

Prueba	Sección del pilar	Evaluación GSI		Prueba con Picota		Equivalencia evaluación RMR
		Característica de fracturamiento	Característica de resistencia y condiciones de las discontinuidades	Huella y sonido	Resistencia a la compresión simple (Kg/cm3)	
1	Caja piso	Levemente Fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
2	Caja piso	fracturada	Buena	media	250-500	III-B
3	Caja piso	Levemente Fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
4	Pilar	Fracturada	Buena	Media	250-500	III-B
5	Pilar	Muy fracturada	Regular	Blanda	50-250	IV
6	Pilar	Muy fracturada	Regular	Blanda	50-250	IV
7	Caja techo	Fracturada	Muy buena	Media	250-500	III-B
8	Caja techo	Levemente Fracturada	Buena	Media	250-500	III-B
9	Caja techo	Levemente Fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A

En base a los resultados de las pruebas realizadas, el tipo de material del pilar es **regular (tipo III-A)**

5.1.4.2 Pilar 02

Tabla 19 — Evaluación in situ pilar 02

Prueba	Sección del pilar	Evaluación GSI		Prueba con Picota		Equivalencia evaluación RMR
		Característica de fracturamiento	Característica de resistencia y condiciones de las discontinuidades	Huella y sonido	Resistencia a la compresión simple (Kg/cm3)	
1	Caja piso	fracturada	Buena	media	250-500	III-B
2	Caja piso	Fracturada	Buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
3	Caja piso	Levemente Fracturada	Muy buena	media	250-500	III-B
4	Pilar	muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
5	Pilar	Muy fracturada	Regular	Media	250-500	III-B
6	Pilar	muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
7	Caja techo	Fracturada	Buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
8	Caja techo	Levemente Fracturada	Muy buena	media	250-500	III-B
9	Caja techo	Levemente Fracturada	Muy buena	media	250-500	III-B

En base a los resultados de las pruebas realizadas, el tipo de material del pilar es **regular (tipo III-B)**

5.1.4.3 Pilar 03

Tabla 20 — Evaluación in situ pilar 03

Prueba	Sección del pilar	Evaluación GSI		Prueba con Picota		Equivalencia evaluación RMR
		Característica de fracturamiento	Característica de resistencia y condiciones de las discontinuidades	Huella y sonido	Resistencia a la compresión simple (Kg/cm3)	
1	Caja piso	Levemente Fracturada	Muy buena	dura	1000-2500	II
2	Caja piso	Levemente fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
3	Caja piso	Fracturada	Buena	media	250-500	III-B
4	Pilar	Fracturada	Buena	blanda	50-250	IV
5	Pilar	Muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
6	Pilar	Muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
7	Caja techo	Fracturada	Buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
8	Caja techo	fracturada	Buena	media	250-500	III-B
9	Caja techo	Levemente Fracturada	Muy buena	media	250-500	III-B

En base a los resultados de las pruebas realizadas, el tipo de material del pilar es **regular (tipo III-A)**

5.1.4.4 Pilar 04

Tabla 21 — Evaluación in situ pilar 04

Prueba	Sección del pilar	Evaluación GSI		Prueba con Picota		Equivalencia evaluación RMR
		Característica de fracturamiento	Característica de resistencia y condiciones de las discontinuidades	Huella y sonido	Resistencia a la compresión simple (Kg/cm3)	
1	Caja piso	muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
2	Caja piso	Fracturada	Buena	media	250-500	III-B
3	Caja piso	muy fracturada	Regular	media	250-500	III-B
4	Pilar	Muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
5	Pilar	Muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
6	Pilar	intensamente fracturada	Pobre	muy blanda	10-15	V
7	Caja techo	Muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
8	Caja techo	Muy fracturada	Regular	media	250-500	III-B
9	Caja techo	Muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV

En base a los resultados de las pruebas realizadas, el tipo de material del pilar es **mala (tipo IV)**

5.1.4.5 Pilar 05

Tabla 22 — Evaluación in situ pilar 05

Prueba	Sección del pilar	Evaluación GSI		Prueba con Picota		Equivalencia evaluación RMR
		Característica de fracturamiento	Característica de resistencia y condiciones de las discontinuidades	Huella y sonido	Resistencia a la compresión simple (Kg/cm3)	
1	Caja piso	Muy fracturada	Regular	media	250-500	III-B
2	Caja piso	Muy fracturada	Regular	media	250-500	III-B
3	Caja piso	Levemente Fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
4	Pilar	Muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
5	Pilar	Muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
6	Pilar	Fracturada	Buena	blanda	50-250	IV
7	Caja techo	Fracturada	Buena	media	250-500	III-B
8	Caja techo	Levemente Fracturada	Muy buena	media	250-500	III-B
9	Caja techo	Levemente Fracturada	Muy buena	media	250-500	III-B

En base a los resultados de las pruebas realizadas, el tipo de material del pilar es buena (**tipo II**).

5.1.4.6 Pilar 06

Tabla 23 — Evaluación in situ pilar 06

Prueba	Sección del pilar	Evaluación GSI		Prueba con Picota		Equivalencia evaluación RMR
		Característica de fracturamiento	Característica de resistencia y condiciones de las discontinuidades	Huella y sonido	Resistencia a la compresión simple (Kg/cm3)	
1	Caja piso	Levemente Fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
2	Caja piso	Levemente fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
3	Caja piso	Levemente Fracturada	Muy buena	Dura	1000-2500	II
4	Pilar	Fracturada	Buena	Media	250-500	III-B
5	Pilar	Muy fracturada	Regular	Media	250-500	III-B
6	Pilar	Fracturada	Buena	Media	250-500	III-B
7	Caja techo	Fracturada	Buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
8	Caja techo	Levemente Fracturada	Muy buena	Dura	1000-2500	II
9	Caja techo	Fracturada	Buena	Dura	1000-2500	II

En base a los resultados de las pruebas realizadas, el tipo de material del pilar es buena (**tipo II**)

5.1.4.7 Pilar 07

Tabla 24 — Evaluación in situ pilar 07

Prueba	Sección del pilar	Evaluación GSI		Prueba con Picota		Equivalencia evaluación RMR
		Característica de fracturamiento	Característica de resistencia y condiciones de las discontinuidades	Huella y sonido	Resistencia a la compresión simple (Kg/cm ³)	
1	Caja piso	Levemente Fracturada	Muy buena	dura	1000-2500	II
2	Caja piso	Fracturada	Buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
3	Caja piso	fracturada	Buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
4	Pilar	Fracturada	Buena	Media	250-500	III-B
5	Pilar	Muy fracturada	Regular	Media	250-500	III-B
6	Pilar	Fracturada	Buena	Media	250-500	III-B
7	Caja techo	Fracturada	Buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
8	Caja techo	Levemente Fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
9	Caja techo	Levemente Fracturada	Muy buena	Dura	1000-2500	II

En base a los resultados de las pruebas realizadas, el tipo de material del pilar es buena (**tipo II**)

5.1.4.8 Pilar 08

Tabla 25 — Evaluación in situ pilar 08

Prueba	Sección del pilar	Evaluación GSI		Prueba con Picota		Equivalencia evaluación RMR
		Característica de fracturamiento	Característica de resistencia y condiciones de las discontinuidades	Huella y sonido	Resistencia a la compresión simple (Kg/cm3)	
1	Caja piso	fracturada	Buena	dura	1000-2500	II
2	Caja piso	Levemente Fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
3	Caja piso	Levemente Fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
4	Pilar	muy fracturada	Regular	Media	250-500	III-B
5	Pilar	intensamente fracturada	Pobre	blanda	50-250	IV
6	Pilar	muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
7	Caja techo	Fracturada	Buena	media	250-500	III-B
8	Caja techo	fracturada	Buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
9	Caja techo	Levemente Fracturada	Muy buena	media	250-500	III-B

En base a los resultados de las pruebas realizadas, el tipo de material del pilar es regular (**tipo III-A**)

5.1.4.9 Pilar 09

Tabla 26 — Evaluación in situ pilar 09

Prueba	Sección del pilar	Evaluación GSI		Prueba con Picota		Equivalencia evaluación RMR
		Característica de fracturamiento	Característica de resistencia y condiciones de las discontinuidades	Huella y sonido	Resistencia a la compresión simple (Kg/cm ³)	
1	Caja piso	Levemente Fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
2	Caja piso	Fracturada	Buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
3	Caja piso	fracturada	Buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
4	Pilar	Fracturada	Buena	Media	250-500	III-B
5	Pilar	Muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
6	Pilar	Fracturada	Buena	Media	250-500	III-B
7	Caja techo	Fracturada	Buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
8	Caja techo	Levemente Fracturada	Muy buena	Dura	1000-2500	II
9	Caja techo	fracturada	Buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A

En base a los resultados de las pruebas realizadas, el tipo de material del pilar es regular (**tipo III-A**)

5.1.4.10 Pilar 10

Tabla 27 — Evaluación in situ pilar 10

Prueba	Sección del pilar	Evaluación GSI		Prueba con Picota		Equivalencia evaluación RMR
		Característica de fracturamiento	Característica de resistencia y condiciones de las discontinuidades	Huella y sonido	Resistencia a la compresión simple (Kg/cm ³)	
1	Caja piso	Fracturada	Buena	media	250-500	III-B
2	Caja piso	Levemente Fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
3	Caja piso	Fracturada	Buena	media	250-500	III-B
4	Pilar	Fracturada	Buena	Media	250-500	III-B
5	Pilar	Muy fracturada	Regular	Media	250-500	III-B
6	Pilar	Muy fracturada	Regular	blanda	50-250	IV
7	Caja techo	Levemente Fracturada	Muy buena	Moderadamente dura	500-1000	III-A
8	Caja techo	Fracturada	Buena	media	250-500	III-B
9	Caja techo	Fracturada	Buena	media	250-500	III-B

En base a los resultados de las pruebas realizadas, el tipo de material del pilar es regular (**tipo III-B**)

5.1.5 Análisis RMR de las muestras

En base al análisis de las muestras podemos obtener la puntuación RMR equivalente de las muestras y también el RQD, con lo cual tenemos el siguiente resultado. Para ello tomaremos una muestra representativa de cada dominio geomecánico (caja piso y caja techo) de cada pilar.

Tabla 28 —Análisis RMR de las muestras de cada pilar

Muestra	Clasificación Geomecánica RMR				Calidad
	RQD	Puntuación	Macizo Rocoso	Clase	
1	70	52	Diorita	III-A	REGULAR A
2	56	43	Diorita	III-B	REGULAR B
3	54.0	42	Diorita	III-B	REGULAR B
4	59.0	48	Diorita	III-B	REGULAR B
5	69.0	51	Diorita	III-A	REGULAR A
6	59.0	45	Diorita	III-B	REGULAR B
7	57.0	42	Diorita	III-B	REGULAR B
8	30	35	Diorita	IV	MALA
9	55	45	Diorita	III-B	REGULAR B
10	54	48	Diorita	III-B	REGULAR B

5.1.6 Análisis GSI de las muestras

Para realizar de manera más exacta un análisis del macizo rocoso y su sostenimiento, debemos usar el RMR de Bienawski y el GSI, con lo cual y en base a las muestras obtenidas tenemos como resultado lo siguiente:

Tabla 29 —Análisis GSI de las muestras

Muestra	Evaluación GSI		Evaluación Bieniawski (RMR)
	Caja piso	Caja Techo	
1	MF/R	MF/R	52
2	F/B	LF/MB	43
3	LF/B	F/B	42
4	MF/R	MF/R	48
5	MF/R	LF/MB	51
6	LF/MB	F/B	45
7	F/B	LF/MB	42
8	LF/MB	F/B	35
9	F/B	F/B	45
10	MF/R	F/B	48

5.1.7 Aspecto estructural de la zona de sostenimiento

La orientación de la estratificación, micro-fallas, las discontinuidades y la presencia de otras características representan una condición inestable que representan un aspecto significativo para el modelo de sostenimiento a preparar.

A partir del análisis geomecánico de las rocas de las muestras, además de las realizadas en los diferentes dominios, realizamos una caracterización de cada

uno de ellos (Caja techo, caja piso y veta). Se han usado 2 clasificaciones (RMR y GSI), las cuales se muestran a continuación:

Tabla 30 — Dominio geomecánico

Clasificación	Dominio geomecánico		
	Caja techo	Veta	Caja piso
RMR	64.1	45.2	59.7
GSI	LF/B	MF/R	F/B

La existencia de agua subterránea contribuye a la inestabilidad de la roca principalmente en las labores. Donde el principal efecto que produce es lo que genera a las paredes de las discontinuidades. Para realizar estudios se contempla el goteo recurrente sobre las fisuras, (la mayor parte del tajeo), cuya influencia ha sido considerada para su valoración en el estudio.

5.2 Tiempo de auto-sostenimiento según análisis geomecánico

En base a los datos recolectados de las 10 muestras, se puede dar un análisis del tiempo de auto sostenimiento.

Tabla 31 —Tiempo de auto-sostenimiento según análisis geomecánico

ROCA			RMR	CARACTERISTICA DE LA ROCA	AUTO SOPORTE TAJEOS
TIPO	COLOR	CALIDAD			
1		MUY BUENA	81-100	Roca muy dura con muy pocas fracturas, terreno seco (Espaciamiento de fracturas de 1 a 3 metros de astilla con varios golpes de picota)	25 días
II		BUENA	61-80	Roca dura con pocas fracturas, ligera alteración, húmeda en algunos casos (Espaciamiento de fracturas de 0.5 a 1 metro de astilla con más de 5 golpes de la picota)	4 días
III—A		REGULAR-A	51-60	Roca moderadamente dura con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, húmeda a mojada (2 a 6 fracturas por metro, se rompe con más de 3 golpes de la picota)	2 días
III-B		REGULAR-B	41-50	Roca moderadamente suave, con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, húmeda a mojada (6 a 12 fracturas por metro, se rompe con 1 a 3 golpes de picota)	6 horas
IV		MALA	21-40	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas con panizo, moderada a fuerte alteración, goteo constante en fracturas y fallas (12 a 20 fracturas por metro, se introduce superficialmente la punta de picota)	2 horas
V		MUY MALA	0-20	Roca muy suave, completamente triturada, con muchas fallas panzadas, fuertemente alterada con filtraciones de agua (> 20 fracturas por metro, muy triturada, se introduce profundamente la punta de la picota)	0.5 horas (colapso inmediato)

De acuerdo a los resultados de los ensayos realizados, se tiene un promedio de calidad de roca entre regular A y regular B, teniendo como tiempo de autoaporte de 6 a 48 horas, por factores de seguridad consideramos el mínimo que es 6 horas.

5.3 Recomendación de sostenimiento

Tabla 32 — Recomendación de sostenimiento

CARTILLA GEOMECANICA								
ROCA			RMR	CARACTERISTICA DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO	ANCHO PROMEDIO	AUTO SOPORTE TAJEOS	OBSERVACIONES
TIPO	COLOR	CALIDAD						
1		MUY BUENA	81-100	Roca muy dura con muy pocas fracturas, terreno seco (Espaciamiento de fracturas de 1 a 3 metros de astilla con varios golpes de picota)	No requiere sostenimiento	1.2 - 1.7 m	25 dias	Voladura normal o controlada
II		BUENA	61-80	Roca dura con pocas fracturas, ligera alteración, húmeda en algunos casos (Espaciamiento de fracturas de 0.5 a 1 metro de astilla con mas de 5 golpes de la picota)	Jack pots y puntales de seguridad en forma esporádicas, donde se presenta riesgo de caída de rocas	1.2 - 1.7 m	4 dias	Voladura normal o controlada, taladro perforado - split set o perno helicoidal colocado
III-A		REGULAR- A	51-60	Roca moderadamente dura con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, húmeda a mojada (2 a 6 fracturas por metro, se rompe con mas de 3 golpes de la picota)	Jack pots y puntales de seguridad sistemáticamente espaciados a 1.50 m	1.2 - 1.7 m	2 dias	volladura controlada, taladro perforado .split set o perno helicoidal colo cacado, hacia el tope. Colocar split set o perno helicoidal puntales.
III-B		REGULAR- B	41-50	Roca moderadamente suave, con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, húmeda a mojada (6 a 12 fracturas por metro, se rompe con 1 a 3 golpes de picota)	Jack pots y puntales de seguridad sistemáticamente espaciados a 1.20 m.	1.2 - 1.7 m	6 horas	Hacia el tope colocar split set o perno helicoidal puntales
IV		MALA	21-40	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas con panizo, moderada a fuerte alteración, goteo constante en fracturas y fallas (12 a 20 fracturas por metro, se introduce superficialmente la punta de picota)	Jack pots y puntales de seguridad sistemáticamente espaciados a 1.00 m.	1.2 - 1.7 m	2 horas	Voladura controlada. Ultima malla a 1.00 m del tope. Uso de guarda cabeza; uso de marchavantes laterales.
V		MUY MALA	0-20	Roca muy suave, completamente triturada, con muchas fallas panzadas, fuertemente alterada con filtraciones de agua (> 20 fracturas por metro, muy triturada, se introduce profundamente la punta de la picota)	Jack pack de forma puntual.	1.2 - 1.7 m	0.5 horas (colapso inmediato)	Cuadro al tope. Uso de guarda cabeza; uso de marchavantes laterales. El explosivo a usares el equivalente a la dinamita de baja potencia con voladura controlada

5.3.1 Recomendaciones del estudio geomecánico de la zona

La roca encajonante de la zona está compuesta generalmente por diorita, con RMR promedio de caja techo promedio de 64 y caja piso de 59. Para la aplicación de método de explotación el rango de RMR no debe ser menor a 50, por lo que queda demostrado según el Cuadro mostrado anteriormente, el RMR de la masa cumple las condiciones.

5.3.2 Sostenimiento con puntales de madera y “Jackpot”

Este tipo de sostenimiento es realizado con madera y platos de acero que son rellenos con agua a altas presiones, con las cuales se compensan las cargas que se que están ejerciendo en el techo de las labores.



Figura 8 — Sostenimiento con “Jackpot” y puntal de madera

Para aplicar este tipo de sostenimiento utilizando puntales de madera, se tiene que preparar el puntal a la altura encontrada o medida entre el techo y el piso, siempre considerando centímetros más, posteriormente se prepara tanto el piso y el techo donde encajara el puntal de seguridad, esta maniobra se realiza con dos personas.



Figura 9 — Instalación de “Jackpot” y puntal de madera

5.4 Sostenimiento aplicado en la zona

5.4.1 Instalación de “Jackpot”

Estos trabajan en conjunto con los puntales de madera, sirven para compensar las tensiones tanto de techo y piso y también para evitar caída de planchones y desplome de rocas.

Después de situar el puntal y el plato, se procede a inflarlos con agua a alta presión. Una vez accionados ejercen un sostenimiento entre 20 – 50 toneladas dependiendo del diámetro del “Jackpot”, al cual hace que se convierta en sostenimiento activo.

5.4.1.1 Selección de puntal

Para el diseño del sostenimiento se usa como referencia el diámetro de “Jackpot” y no del puntal. El diámetro del “Jackpot” está en función de la longitud del puntal, siendo esta relación de 1:12, Se

recomienda no exceder en la Longitud del puntal 12 veces el diámetro del Jackpot.

La longitud del puntal se medirá con el Jackpot de la forma siguiente:

$$\text{Diámetro del "Jackpot"} = \text{Longitud del puntal} / 12$$

El Puntal con "Jackpot", debe entrar lo más preciso posible, martille con fuerza para lograr este objetivo. Los "Jackpots" cuentan con estándares de diámetro, los que son:

- 140 mm
- 160 mm
- 183 mm
- 220 mm
- 260 mm

5.4.1.2 Inflado de "Jackpot" con bomba manual

Para poder realizar la instalación de un Jackpot con la bomba manual, se requiere como mínimo 02 bares de presión de agua de mina (02 bares = 0.2 Mpa = 29 Psi).

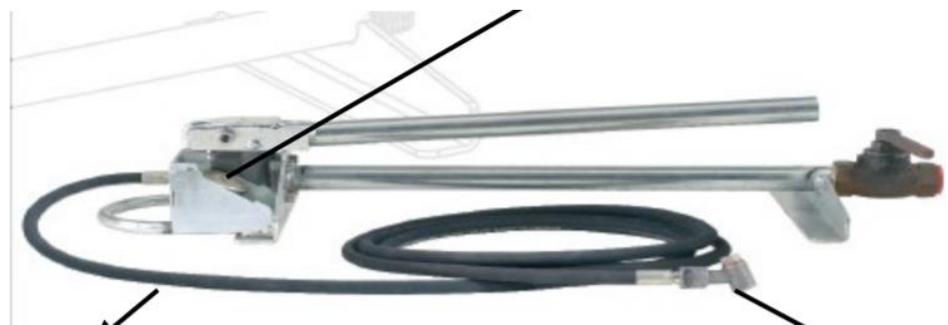


Figura 10 — Bomba manual

Al realizar el inflado se debe observar que la presión llegue a 12 – 14 Mpa

Indicadores:

- Chorro de agua saliendo de la parte delantera de la Bomba Manual.
- Golpes con el combo en el puntal (Sonido Metálico).
- Lectura de manómetro indicando una presión de (12 – 14 Mpa.)

Con ayuda del martillo “Seteador”, dar golpes en la válvula de desfogue de la Bomba Manual.

Al realizar la instalación de los Jackpot hay que tener en cuenta las siguientes pautas:

- Medir de manera perpendicular a las cajas y de manera exacta.
- Cortar el puntal de formar recta.
- Martillar con fuerza para que el Jackpot entre lo más preciso posible.
- El Jackpot debe ser colocado en el hastial más competente, es necesario indicar que solo se coloca un Jackpot por puntal.
- En zonas de tajeo, los puntales con Jackpot deben colocarse estrictamente perpendicular a las rocas caja. El Jackpot debe tener una zona regular (plana) donde encajar, y es primordial que los puntales de madera deberán ser cortados con las caras paralelas, perpendiculares a su longitud (corte recto, sin chaflán).

Para estos trabajos de sostenimiento activo no se deben de seleccionar puntales muy cortos y tampoco muy delgados. De ser así esto hará que el “Jackpot” sufra deformaciones y no trabaje adecuadamente.

5.4.1.3 Sostenimiento con “Jackpot”

Para poder realizar el sostenimiento en la unidad minera, considerando el sostenimiento actual realizado con pilares de las dimensiones mencionadas anteriormente, se considera que se puede usar 2-4 Puntales con “Jackpots” para reemplazarlos.

5.4.1.4 Análisis de carga en “Jackpots”

Para poder realizar la carga a la que se encuentran los “Jackpots” se puede calcular con las siguientes fórmulas, la cual varía dependiendo del diámetro del Jackpot:

$$JP140 = (1.5289 * P - 3.3511) * g$$

$$JP160 = (2.0146 * P - 3.5118) * g$$

$$JP183 = (3.159 * P - 4.098) * g$$

$$JP220 = (4.3174 * P - 5.7982) * g$$

$$JP260 = (5.285 * P - 4.256) * g$$

Donde:

JP140 : Diámetro del Jackpot (JP140 = 140 mm)

P : Presión ejercida

G : Gravedad (9.81 m/s²)

Considerando una presión de 13 Mpa, tenemos los siguientes cálculos de carga:

Jackpots Loads			
Pressure	Mpa		13
Load	kN	JP140	162
		JP160	222
		JP183	363
		JP220	494
		JP260	632

Load at 45-50 mm inflation on solid steel platens

Figura 11 — cálculo de carga del Jackpot

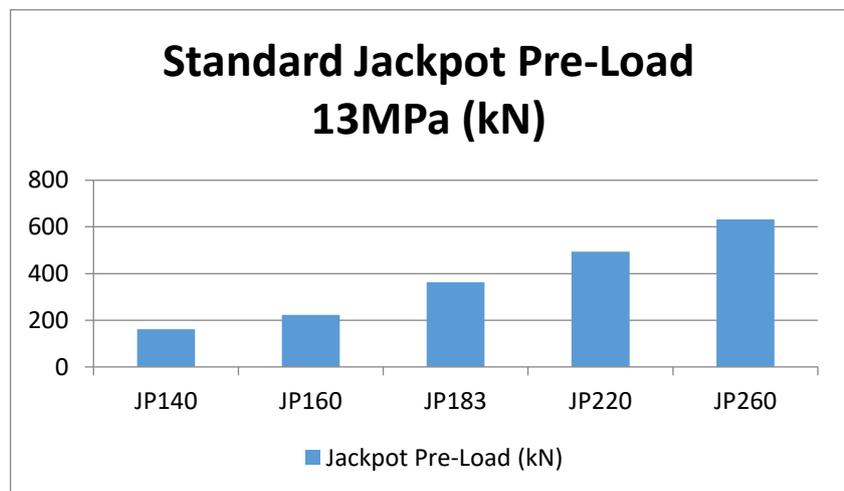


Figura 12 — Standard Jackpot Pre-Load 13MPa (kN)

5.5 Mineral probado en los Pilares

Para estimar el mineral en cada uno de los pilares del cuerpo en los niveles 4830, 4780, se emplea los valores de dilución (tabla 19), leyes minerales y el valor punto del mineral: Au.

a) Cálculo de tonelaje del pilar 1

$$V = L * A * H$$

$$L = 1.80 \text{ m} \quad P.e = 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$A = 1.10 \text{ m}$$

$$H = 0.90 \text{ m}$$

$$V = 1.80 \text{ m} * 1.10 \text{ m} * 0.90 \text{ m}$$

$$V = 1.78 \text{ m}^3$$

$$T = V * P.e$$

$$t = 1.78 \text{ m}^3 * 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$t = 5.07 \text{ TM}$$

b) Cálculo de tonelaje del pilar 2

$$V = L * A * H$$

$$L = 1.75 \text{ m} \quad P.e = 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$A = 1.15 \text{ m}$$

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

$$V = 1.75 \text{ m} * 1.15 \text{ m} * 1.00 \text{ m}$$

$$V = 2.01 \text{ m}^3$$

$$t = V * P.e$$

$$t = 2.01 \text{ m}^3 * 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$t = 5.74 \text{ TM}$$

c) Cálculo de tonelaje del pilar 3

$$V = L * A * H$$

$$L = 2.00 \text{ m} \quad P.e = 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$A = 1.25 \text{ m}$$

$$H = 0.95 \text{ m}$$

$$V = 2.00 \text{ m} * 1.25 \text{ m} * 0.95 \text{ m}$$

$$V = 2.38 \text{ m}^3$$

$$t = V * P.e$$



$$t = 2.38\text{m}^3 * 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$t = 6.77 \text{ TM}$$

d) Cálculo de tonelaje del pilar 4

$$V = L * A * H$$

$$L = 2.10 \text{ m} \quad P.e = 2.85\text{TM/m}^3$$

$$A = 1.20 \text{ m}$$

$$H = 0.85 \text{ m}$$

$$V = 2.10 \text{ m} * 1.20 \text{ m} * 0.85 \text{ m}$$

$$V = 2.14 \text{ m}^3$$

$$t = V * P.e$$

$$t = 2.14\text{m}^3 * 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$t = 6.10 \text{ TM}$$

e) Cálculo de tonelaje del pilar 5

$$V = L * A * H$$

$$L = 1.90 \text{ m} \quad P.e = 2.85\text{TM/m}^3$$

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

$$H = 1.05 \text{ m}$$

$$V = 1.90 \text{ m} * 1.00 \text{ m} * 1.05 \text{ m}$$

$$V = 2.00 \text{ m}^3$$

$$t = V * P.e$$

$$t = 2.00\text{m}^3 * 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$t = 5.59 \text{ TM}$$

f) Cálculo de tonelaje del pilar 6

$$V = L * A * H$$

$$L = 1.85 \text{ m} \quad P.e = 2.85\text{TM/m}^3$$

$$A = 1.05 \text{ m}$$

$$H = 0.90 \text{ m}$$

$$V = 1.85 \text{ m} * 1.05 \text{ m} * 0.90 \text{ m}$$

$$V = 1.75 \text{ m}^3$$

$$t = V * P.e$$

$$t = 1.75\text{m}^3 * 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$t = 4.98 \text{ TM}$$



g) Cálculo de tonelaje del pilar 7

$$V = L * A * H$$

$$L = 1.95 \text{ m} \quad P.e = 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$A = 1.10 \text{ m}$$

$$H = 0.95 \text{ m}$$

$$V = 1.95 \text{ m} * 1.10 \text{ m} * 0.95 \text{ m}$$

$$V = 2.04 \text{ m}^3$$

$$t = V * P.e$$

$$t = 2.04 \text{ m}^3 * 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$t = 5.81 \text{ TM}$$

h) Cálculo de tonelaje del pilar 8

$$V = L * A * H$$

$$L = 1.75 \text{ m} \quad P.e = 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$A = 1.15 \text{ m}$$

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

$$V = 1.75 \text{ m} * 1.15 \text{ m} * 1.00 \text{ m}$$

$$V = 2.01 \text{ m}^3$$

$$t = V * P.e$$

$$t = 2.01 \text{ m}^3 * 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$t = 5.74 \text{ TM}$$

i) Cálculo de tonelaje del pilar 9

$$V = L * A * H$$

$$L = 2.00 \text{ m} \quad P.e = 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$A = 1.05 \text{ m}$$

$$H = 0.90 \text{ m}$$

$$V = 2.00 \text{ m} * 1.05 \text{ m} * 0.90 \text{ m}$$

$$V = 1.89 \text{ m}^3$$

$$t = V * P.e$$

$$t = 1.89 \text{ m}^3 * 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$t = 5.39 \text{ TM}$$



j) Cálculo de tonelaje del pilar 10

$$V = L * A * H$$

$$L = 1.90 \text{ m} \quad P.e = 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$A = 1.20 \text{ m}$$

$$H = 0.85 \text{ m}$$

$$V = 1.90 \text{ m} * 1.20 \text{ m} * 0.85 \text{ m}$$

$$V = 1.94 \text{ m}^3$$

$$t = V * P.e$$

$$t = 1.94 \text{ m}^3 * 2.85 \text{ TM/m}^3$$

$$t = 5.52 \text{ TM}$$

$$t_{\text{promedio}} = \frac{t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8 + t_9 + t_{10}}{n} \quad n = 10$$

$$t_{\text{promedio}} = \frac{5.07 + 5.74 + 6.77 + 6.10 + 5.59 + 4.98 + 5.81 + 5.74 + 5.39 + 5.52}{10}$$

$$t_{\text{promedio}} = \frac{56.71}{10}$$

$$t_{\text{promedio}} = 5.67 \text{ TM}$$

Parámetros de mineral a recuperar.

Ley : 2.7 oz/t

Mineral a recuperar : 56.71 t

Precio del oro : 1 745,09 \$

Valor del mineral

Tabla 33 — Análisis de costo de mineral por tonelada

	1	Kg		
Precio	1745.09	US\$oz.troy Au		
Pagos	6282.324	US\$/Kg		
Deducciones				
	Maquila		3.12	oz/kg
	Flete y seguro		1.75	
	Gasto de embarque		0.33	
	Decreto Ley 21497 (2%)		0.64	
	Total deducciones		5.78	oz/kg

	Pago :32.1507oz/kg-5,78oz/kg	25.26	oz/kg
	Valor de 1kg de Au	44080.973	US\$/kg
	Ley oz	2.7	
	T	56.71	
	%recuperació	0.90	
Valor total	56.71 oz/t * 2.7*0.90	137.8053	oz
		4.285	kg
		188,919.80	\$

A fin de tener una idea más clara acerca del efecto de las variables económicas del negocio minero se toma como base los gastos incurridos, así como las ganancias obtenidas durante el proyecto.

Habiendo culminado el proceso de recuperación en la planta de beneficio podemos estimar los ingresos provenientes por la venta. Estos ingresos sensibles al precio de oro pasan a formar parte de la valorización programada.

Los gastos llevados a cabo por la mina en la cadena de producción del proceso productivo integral son detallados por centros de costos y constituyen el costo de operación del proyecto.

Se ha de tomar en cuenta en la evaluación económica la participación de los trabajadores (08%) y el impuesto a la renta (30%); también se toma en cuenta el costo incurrido en las inversiones y los gastos administrativos llevados a cabo en la oficina central de la compañía.

5.5.1 Cálculo del costo de producción (usd/tm)

Para estimar el costo de producción primero se determina el costo de operación mina, luego a este costo se le suma los costos fijos.

5.5.1.1 Costo de Operaciones Mina (USD/TM)

El costo de operación mina (USD/TM), es el gasto desde la preparación de los Bloques de mineral para la explotación del tajeo hasta la puesta del mineral en la tolva de gruesos de la planta concentradora.

El resumen del cálculo del costo de operación mina para el método



“Corte y Relleno Ascendente” se muestra en la tabla 22, en el cual se considera los costos unitarios referidos a la mano de obra, herramientas - accesorios de perforación, materiales e insumos para la voladura, el costo de los equipos de acarreo interior mina, el costo de transporte Mina - Planta y el costo de los servicios e instalaciones mineras.

Para ello se considera lo siguiente parámetros de las labores por cámaras y pilares.

Costo operación mina sin considerar el costo de sostenimiento para el método “Cámaras y pilares”.

Costo de sostenimiento $51.339\$/\text{puntal jackpot} \times 10 = 513.390 \$$

Costos (\$/t)

- Preparación y explotación = 52.20 \$/t
- Gestión Minera = 45.16 \$/t
- Transporte de mineral = 21.40 \$/t
- Operación de mantenimiento de equipos = 10.15 \$/t
- Costo de planta = 28.73 \$/t
- Depreciación = 2.5 \$/t

- Costo de operación = $52.20 + 45.16 + 21.40 + 10.15 + 28.73 + 2.5$ (\$/t)
- Costo de operación = 160.14 \$/t
- Costo de comercialización = 7.20 \$/t
- Costo total = $160.14 + 7.20$ (\$/t)
- Costo total = 167.34 \$/t

- Participación de trabajadores (8%) = $167.34 / 100 \times 8 = 13.39$ \$/t
- Impuesto a la renta (I.R=30%) = $167.34 / 100 \times 30 = 50.20$ \$/t
- Costo Final = $167.34 + 13.39 + 50.20$ (\$/t)
- Costo Final = 230.93 \$/t

Tabla 34 — Análisis de costo de operación mina

	\$/t
COSTOS	
Preparación y explotación	52.20
Gestión Minera	45.16
Transporte de mineral	21.40
Operación de mantenimiento de equipos	10.1
Costo de planta	28.73
Depreciación	2.5
Costo de operación	160.14
Costo de comercialización	7.2
Regalías 1%	2.91
Costo total	167.34
Participación de trabajadores (8%)	13.39
Impuesto a la renta (I.R=30%)	50.20
Costo Final	230.93

5.5.1.2 Costo de sostenimiento

La siguiente tabla muestra el precio de cada pieza de cuadro utilizados para el sostenimiento.

Tabla 35 — Costo de sostenimiento

ITEM	DESCRIPCION: PUNTALES JACKPOT	Cantidad	Unidad	P.U. (US\$)	Sub Total	TOTAL (US\$)
1.00	Mano de obra	08.00	hh	2.63	21.04	93.30
	Maestro enmaderador	08.00	hh	2.30	18.4	
	Ayudante enmaderador	08.00	hh	1.97	15.76	
	Ayudante	0.25	hh	3.77	0.94	
	Bodeguero	0.50	hh	6.07	3.04	
	Capataz	01.0	hh	12.81	12.81	
	Ing. Geomecánico	0	hh	12.81	6.41	
	Ing. Guardia	0.50	hh	4.21	2.11	
	Inspector de Seguridad	0.50	hh	12.81	12.81	
	Ing. Seguridad	01.0 0				
2.00	MATERIALES			60.53	60.53	407.91
	Bomba manual JP		und	3.95	86.90	
	Plato JP de 183 mm	01	und	11.84	260.48	
	Puntal de seguridad/JP 183 mm	22 22	und			
3.00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS					9.27
	Implementos de Seguridad Normal Herramientas	3	und	3.09	9.27	
4.00	EQUIPOS					2.91
	Cargador de lámparas	03	und	0.80	2.40	
	Corvina	01	und	0.26	0.26	
	Combo de fierro	01	und	0.25	0.25	
Costos directos						105.48
Costos indirectos						407.91
Costo total						513.39

5.5.2 Margen de utilidad total con el mineral existente

Para determinar el margen de utilidad se considera el valor económico del mineral y el costo de producción. Empleando la siguiente ecuación se calcula el margen de utilidad a obtener con la aplicación del método “Cámaras y pilares”.

$$\text{Margen de Utilidad (USD/TM)} = \frac{\text{Valor Económico}}{\text{USD}} - \frac{\text{Costo USD}}{\text{TM}}$$

$$\text{Margen de Utilidad (USD/TM)} = 188919.804 \$ - 13093.73 \$ - 18891.9804 \$ = 175,826.07 \$$$



Tabla 36 — Margen de utilidad

DETALLE	\$
Total ingreso	188,919.80
Costo de producción 230.93\$/t *56.71t	13093.73
Costo de sostenimiento 51.339\$/puntaljackpot*10	513.39
Costos administrativos	18891.9804
Utilidad	156,420.70

5.6 Discusión.

Varela, en su tesis concluye que al realizar el análisis de pilares a partir de perforaciones de auscultación por medio de Borehole Camera se puede establecer que existe una correlación entre el parámetro geomecánico IDP y el parámetro RQD. Altos valores de RQD se asocian a valores IDP tipo I, II y III. En el caso de esta investigación se determinó la clasificación RMR dando como resultados el tipo de roca buena de clasificación III A y III B.

Vidal, en su revista de investigación obtiene la geometría óptima que permita obtener la máxima recuperación de mineral compatible con un factor de seguridad aceptable. El caso de estudio corresponde a la mina brasileña que usa cámaras y pilares de la mina de manganeso de Urucum, que permitió una recuperación de mineral de 88% cuando inicialmente era de 44%. Para el caso de este estudio se recuperó En nuestro caso el mineral que se recuperó es de 56.71 toneladas,

Mori, determinó si es factible la recuperación de pilares, donde realizó un estudio geomecánico para evaluar la parte técnica y también determinó los temas de seguridad para la recuperación de los pilares, en el caso de nuestro trabajo de investigación la recuperación de pilares es factible utilizando como sostenimiento artificial los puntales con Jackpot.

Falen mostró resultados óptimos mejorando la producción de operación en los trabajos de recuperación de pilares de los tajeos por último, se determinó que el tonelaje se incrementó en 17% y que los costos en explosivos bajaron 20%, lo que hace que la actividad sea sostenible. En nuestro caso el mineral que se recuperó es de 56.71 toneladas, obteniendo una utilidad de 156,420.70 dolares.

Cuno, el estudio geomecánica realizado en la zona mineralizada se concluye que el macizo rocoso según el sistema de valoración RMR en sus distintos dominios estructurales se clasifica como un macizo Regular – A Regular – B y muy mala. En nuestra investigación se determino la clasificación RMR dando como resultados el tipo de roca regular de clasificación III A y III B.

También de acuerdo con Cuno (2014), la evaluación económica en base a las reservas existentes se logra un beneficio económico aceptable. Costo de producción = 6109.519219 Costo de sostenimiento = 989.46 Utilidad 32358.15095. en nuestro caso el costo de producción es de 13093.73 \$, Costo de sostenimiento = 513.390 \$ costos administrativos 18891.9804 teniendo una utilidad total de Utilidad \$ 156,420.70.



CAPÍTULO VI CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

- Se determinó las características geomecánicas del pilar, donde se obtuvieron los siguientes datos:

Tabla 37 — Dominio geomecánico RMR GSI

Clasificación	Dominio geomecánico		
	Caja techo	Veta	Caja piso
RMR	64.1	45.2	59.7
GSI	LF/B	MF/R	F/B

- Se determinó el tiempo de autoaporte teniendo como el siguiente análisis: De acuerdo a los resultados de los ensayos realizados, se tiene un promedio de calidad de roca entre regular A y regular B, teniendo como tiempo de autoaporte de 6 a 48 horas, por factores de seguridad consideramos el mínimo que es 6 horas.
- Se determinó el tipo de sostenimiento a emplear para la recuperación de los pilares son los puntales con los platos Jackpot, no es más otra cosa que pilares artificiales utilizadas de forma temporal hasta realizar el relleno de las labores.
- Se determinó la rentabilidad de la recuperación de pilares de mineral, dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy. Donde el costo de producción $230.93\$/t * 56.71t = \$ 13093.73$, costo de sostenimiento $51.339\$/pantaljackpot * 10 = \$ 513.39$, costos administrativos $\$ 18891.9804$, Utilidad $\$ 156,420.70$

6.2 Recomendaciones

- Se recomienda a la Empresa MARSА aplicar el mismo método para recuperar los pilares de otros niveles de operación, enfatizando los ensayos geomecánicas, y tener en cuenta las recomendaciones geomecánicas.
- Se recomienda realizar sostenimiento inmediato en lugares estratégicos, antes de realizar los trabajos de recuperación de pilar para así garantizar la estabilidad de las cajas.
- Así mismo muy aparte del sostenimiento con puntales “Jackpot”, se recomienda utilizar sostenimientos con rumas, ya que estas pueden ser parte del relleno a emplear una vez culminada la extracción y recuperación de los pilares.
- Se recomienda que para seguir optimizando los costos de recuperación de pilares tener en cuenta la ley de mineral y realizar una evaluación económica y así determinar la rentabilidad.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Alvaro, Elorrieta Fredy. Diseño de Recuperación de pilares Puente en la mina Inmaculada. Cusco : Ed. Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, Cusco, 2018.

Aquise, Cornejo Rutber. [Citado el: 11 de Febrero de 2020.] <https://www.gestiopolis.com/corte-y-relleno-camaras-y-pilares-metodos-de-mineria-subterranea/>. 2015.

Barton, Nick. 1974. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Ed, Springer Verlag. : 1974.

Benitez, Hernandez, Miguel, A. http://www.ptolomeo.unam.mx:8080/jspui/bitstream/132.248.52.100/1663/1/APUNTES%20DE%20TECNOLOGIA%20DE%20PERFORACION.%20PRIMERA%20PARTE_OCR.pdf. 2019.

Brady y Brown. www.researchgate.net. www.researchgate.net. [En línea] 2004. [Citado el: 17 de Nivieembre de 2020.] https://www.researchgate.net/publication/287233464_Rock_Mechanics_for_underground_mining_Third_edition 2004..

Bunting, D. Room-and-Pillar Mining in Hard Rock. In: Darling, P. & Society For Mining, M.A. E. Sme Mining Engineering Handbook, Third Edition: Society for _____ Mining, Metallurgy, and Exploration. [ed.] Third Edition. s.l. : Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. , 1911. pág. 1337. 1911.

CAMIPER. camiper.com/blog. camiper.com/blog. [En línea] Camiper, 22 de Mayo de 2019. [Citado el: 19 de Actubre de 2019.] <https://camiper.com/blog/tipos-voladura-y-perforacion-minera-especializacion/>. Arequipa Ed, MINAN 2019.

CHURA, Lope Wilberth. Fundamento Sobre Explosivos y la Teoria de Detonacion. Puno : Ed, Universidad Nacional del Altiplano, Puno, 2019.

Cuno, Montalvo Carlos Antonio. Recuperación de pilares longitudinales con el método de corte y relleno ascendente en la Unidad Minera Shila – Paula Serminas S.A.C. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa, Perú : 2014.

De La Cruz, Alanya Eduardo Charly. “Optimización Económica Aplicando El Método De Explotación Long Wall Mining Frente Al Método Corte Y Relleno Ascendente En Cia. Minera Poderosa S.A., Unidad Santa María”. Huancayo : Ed. UNCP, 2014.

Enami. 2017. Perforacion y Tronadura. Santiago de Chile : Ed. Enami, 2017.

Engineering US Bureau of Reclamation. [Citado el: 05 de Diciembre de 2020.] <https://translate.google.com/translate?hl=es&sl=en&u=https://www.usbr.gov/lc/region/g6000/index.html&prev=search&pto=aue>. 1977.

ENGINEERING, US Bureau of Reclamation. 1997. Grupo Tecnología Mecánica . Buenos Aires : s.n., 1997.

EXSA. Manual Practico De Voladura. Lima : Ed.Especial, 2017.

Falen, Sanchez Jorge Everardo. Rentabilidad en la Recuperación de Puentes y Pilares por el Método de Explotación de Circado en la Minería Artesanal de la Comunidad Campesina De Llacuabamba – Parcoy – Patáz dspace.unitru.edu.pe. dspace.unitru.edu.pe. [En línea] Universidad Nacional de Trujillo, 2016

CARNERO, carnero leoncio teofilo. Gomecanica aplicada a la mineria. Abancay : Ed. Unamba, 2021, Vol. 1°. 2021.

Hedley, and Grant. www.researchgate.net. www.researchgate.net. [En línea] 1972. [Citado el: 15 de Diciembre de 2020.] https://www.researchgate.net/figure/Pillar-Stability-graph-for-Hedley-and-Grant-1972_fig12_320084120. 1972.

Helder, Vemba Mucuta Lito, Maday, Cartaya Pires y Calzada, Julio Cuni. Evaluación geomecánica del macizo rocoso en frentes de explotación del yacimiento polimetálico Castellanos. Universidad de Moa, Holguín, Cuba : 2019.

Hernandez, Sampieri Roberto. Metodología de la Investigación. Ciudad de México : mcgraw hill education, 2014. pág. 69. 2014.

Hoek y E. & Brown. books.google.com. books.google.com. [En línea] Institution of Mining And Metallurgy, 1980. [Citado el: 12 de Diciembre de 2020.] https://books.google.com.pe/books?hl=es&lr=&id=T0tZDwAAQBAJ&oi=fnd&pg=PP1&dq=Hoek,+E.+%26+Brown,+1980&ots=3qCPsgk6YT&sig=2QvNgKxbde5pO_2KAZxq

hSBtKH0#v=onepage&q=Hoek%2C%20E.%20%26%20Brown%2C%20(1980)&f=false.
1980.

Huaringa, Carhuavilca Beder. Evaluación económica de la recuperación de pilares de mineral en la explotación de la veta Cabana – nivel 3125 de Minera Aurífera Retamas S. A. Universidad Continental, Huancayo : 2020.

Jàuregui, Aquino Oscar Alverto. Reducción de los Costos Operativos en Mina mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones unitarias de Perforación y Voladura. lima : PUCP, 2009.

López, Jimeno Carlos. Manual de Perforacion y Voladura de Rocas. Madrid : Instituto tecnológico Geominero de España, 2004.

Mecánica, Grupo Tecnología. www3.fi.mdp.edu.ar. [En línea] GTM, [Citado el: 18 de junio de 2021.] <http://www3.fi.mdp.edu.ar/tecnologia/archivos/TecFab/10.pdf>. 2010.

Medina, Aguilar Victor Hugo. repositorio.unap.edu.pe. repositorio.unap.edu.pe. [En línea] UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO, 2017. [Citado el: 08 de Marzo de 2020.] http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/6510/Medina_Aguilar_Victor_HugoI.pdf?sequence=1&isAllowed=y. 2017.

Minem. www.minem.gob.p. www.minem.gob.p. [En línea] Minem, Septiembre de 2007. [Citado el: 18 de Septiembre de 2020.] http://www.minem.gob.pe/minem/archivos/file/DGAAM/guias/XXIV_Pilares_Corona.pdf. 2007.

Mori, Villanueva Renzo Necyr. repositorio.unasam.edu.pe. repositorio.unasam.edu.pe. [En línea] UNIVERSIDAD NACIONAL SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO, 2017. [Citado el: 10 de Febrero de 2020.] http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2353/T033_46246391_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y. 2017.

Nick, Barton. translate.google.com/. translate.google.com/. [En línea] 1999. [Citado el: 10 de Diciembre de 2020.] <https://translate.google.com/translate?hl=es&sl=en&u=http://www.nickbarton.com/profile.asp&prev=search&pto=aue>. 1999.



Pacahuala, Aguirre Mayra Cleyde. Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares en perforación y voladura, caso de la empresa especializada mincotrall s.r.l. Huancayo : UNCP, 2015.

Rodriguez, Jose David:. Analisis de Productividad minera. . Pets y Estadares en Sostenimiento Con Jack Pot Y Puntales.Tacna : UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN, 2019,

POSADA. www.posada.pe. www.posada.pe. [En línea] VOLADURA DE ROCAS EN MINERÍA SUBTERRÁNEA EN PERÚ, 2019. [Citado el: 20 de Octubre de 2019.] <https://www.posada.pe/voladura-de-rocas-en-mineria-subterranea/.2019>.

Puentes, Contreras, Villalobos, Cifuentes y Villalobos, Jara. Revisión De Metodologías Para El Diseño Geomecánico De Pilares En Minería Subterránea. Universidad Católica de la Santísima Concepción, Concepcion : 2008.

Ramírez, Oyanguren. Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea . Madrid-España. : ITGE. ed., 1991.

Riquelme, Matias. www.webyempresas.com. www.webyempresas.com. [En línea] webyempresas, 24 de Agosto de 2017. [Citado el: 16 de Junio de 2020.] <https://www.webyempresas.com/diferencia-entre-costos-directos-e-indirectos/.2017>.

Ruiz de Almodóvar, Sel Gabriel. rabida.uhu.es. rabida.uhu.es. [En línea] rabida, 2020. [Citado el: 10 de Febrero de 2020.] http://rabida.uhu.es/dspace/bitstream/handle/10272/8322/Recursos_minerales.pdf?sequence=2. 2020.

Salazar, Eder y Córdova, R David. Geomecánica del minado masivo tajeos por subniveles con pilares corridos en artículo EN, ISSN 1136- 4785, N°. 224, 2013(Ejemplar dedicado a: Especial Latinoamérica)Idioma español. Lima : Ed. Uni., 2013.

Sergio, Huaicane. es.scribd.com. es.scribd.com. [En línea] Compañía Minera Huarón, Enero de 2008. [Citado el: 01 de Octubre de 2020.] <https://es.scribd.com/doc/315812435/030-Sostenimiento-Con-Jackpot-y-Puntales>. 2008.



SERIN, Alvites Roger Genix. dspace.unitru.edu.pe. dspace.unitru.edu.pe. [En línea] UNIVERSIDAD NACIONAL DE TRUJILLO, 2017. [Citado el: 07 de Julio de 2019.] <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/10026/Serin%20Alvites%2C%20Roger%20Genix.pdf?sequence=1&isAllowed=y>. 2017.

Soto, Adriel. es.slideshare.net. es.slideshare.net. [En línea] UNSAAC, 2015. [Citado el: 12 de Febrero de 2020.] <https://es.slideshare.net/adrielsoto750/camaras-y-pilares-minas-2015-2-v> 2015..

Tacuri, Gamboa Amilcar. Evaluación Geomecánica Del Macizo Rocosó Para La Aplicación Del Sosténimiento En La Mina Hércules – Cia Minera Lincuna S.A. UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA, AYACUCHO : 2017.

Tarrillo, Rojas Víctor Jordan. Evaluación Geomecánica para la Recuperación de Pilares de una Labor del Nv. 2670 – UP Santa María, Compañía Minera Poderosa –Empresa “HUCATI”. Universidad Cesar Vallejo, Chiclayo, Perú : 2021.

Varela, Miranda Juan Ignacio. Análisis Geológico-Geomecánico De Pilares De Roca Mediante Perforaciones De Auscultación, En Los Sectores Productivos Mina Esmeralda Y Mina Pilar Norte, Pertenecientes A La División El Teniente, Codelco, Región Del Libertador General Bernardo O'Higgins, . Universidad de Concepción, Concepción, Chile : 2019.

Vargas, Cordero Zoila Rosa. www.redalyc.org. www.redalyc.org. [En línea] 2008. [Citado el: 07 de Noviembre de 2020.] <https://www.redalyc.org/pdf/440/44015082010.pdf> . 2008.

Vidal, Felix Navarro Torres. Recuperación óptima de menas de manganeso por cámaras y pilares. Instituto Tecnológico VALE, Brazil, Ouro Preto : 2020.

Vives, Ávila Alonso Ricardo. [Citado el: 06 de Octubre de 2020.] <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/137234/Evaluacion-tecnica-y-economica-de-una-mina-subterranea-utilizando-relleno-cementado.pdf>. Santiago de Chile Universidad de Chile, 2015.



Zapata, Degregio Monica Paola. Control de Costos de una Operación Minera mediante el Método del Resultado Operativo. Lima : UNMSM, 2002.



ANEXOS



ANEXO I MATRIZ DE CONSISTENCIA.

Tabla 38 — Matriz de consistencia.

“GEOMECÁNICA APLICADA A LA RECUPERACIÓN DE PILARES DE LA CÁMARA 4, NIVEL 3075 DE LA EMPRESA MINERA MARSA, PARCOY-LA LIBERTAD-2021”				
Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Dimensión
<p>Problema general</p> <p>¿Cómo la geomecánica aplicada recuperará los pilares de la cámara 4, nivel 3075 de la Empresa Minera Marsa, Parcoy-La Libertad-2021</p>	<p>Objetivo general</p> <p>Aplicar la geomecánica para recuperar los pilares de la cámara 4, nivel 3075 de la Empresa Minera Marsa, Parcoy-La Libertad-2021</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>La geomecánica aplicada recuperará los pilares de la cámara 4, nivel 3075 de la Empresa Minera Marsa, Parcoy-La Libertad-2021</p>	<p>Variable independiente</p> <p>Geomecánica aplicada</p>	<p>Macizo rocoso</p> <p>Discontinuidades</p> <p>Hidrología</p> <p>Esfuerzos</p>

Problema específico	Objetivos específico	Hipótesis específico		
¿Cómo se determinará las características geomecánicas del pilar, para extraer los pilares en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad Minera Chilcas Bajo, Parcoy?	Determinar las características geomecánicas del pilar, para extraer los pilares en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad Minera Chilcas Bajo, Parcoy	Se determinará las características geomecánicas del pilar, para extraer los pilares en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad Minera Chilcas Bajo, Parcoy		
¿De qué manera se determinará el tiempo de autoaporte de las cajas una vez extraído el pilar, en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad Minera Chilcas Bajo, Parcoy?	Determinar el tiempo de autoaporte de las cajas una vez extraído el pilar, en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad Minera Chilcas Bajo, Parcoy.	Se determinará el tiempo de autoaporte de las cajas una vez extraído el pilar, en la cámara 4, nivel 3075 de la Unidad Minera Chilcas Bajo, Parcoy.	Variable dependiente Recuperar los pilares	Características geomecánicas.
¿Cómo se determinará el tipo de sostenimiento a emplear, para la recuperación de los pilares de mineral dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy?	Determinar el tipo de sostenimiento a emplear para la recuperación de los pilares de mineral dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy	Se determinará el tipo de sostenimiento a emplear para la recuperación de los pilares de mineral dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy		tiempo de autoaporte. Tipo de sostenimiento
¿Cómo se determinará la rentabilidad en la recuperación de pilares de mineral, dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy?	Determinar la rentabilidad de la recuperación de pilares de mineral, dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy.	Se determina la rentabilidad de la recuperación de pilares de mineral, dejados en la cámara 4, nivel 3075 en la unidad de producción chilcas bajo de la Empresa Minera Marsa, Parcoy.		Rentabilidad

ANEXO II: PANEL FOTOGRÁFICO



Figura 13 — Instalación de Jack Pot en pilar de 1.2 m de altura

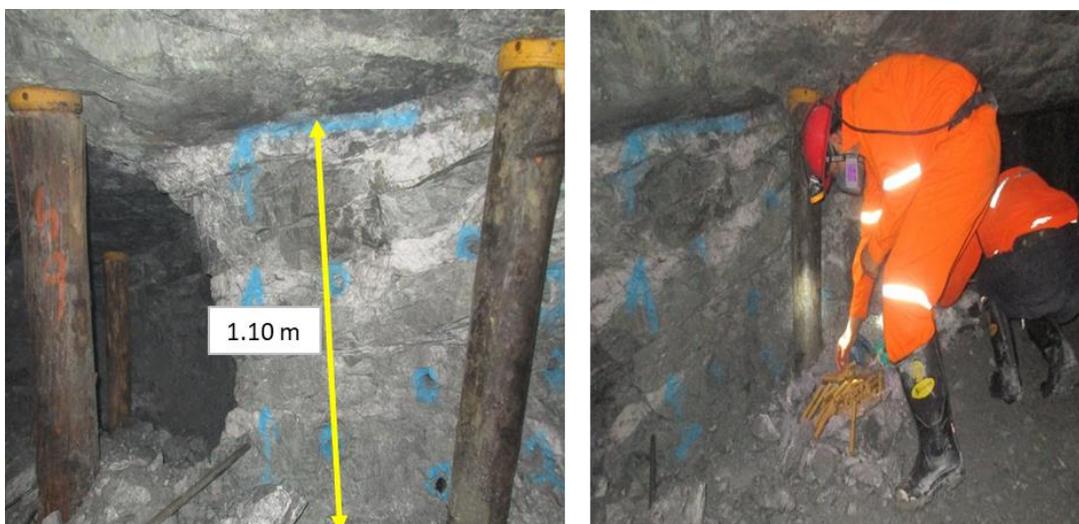
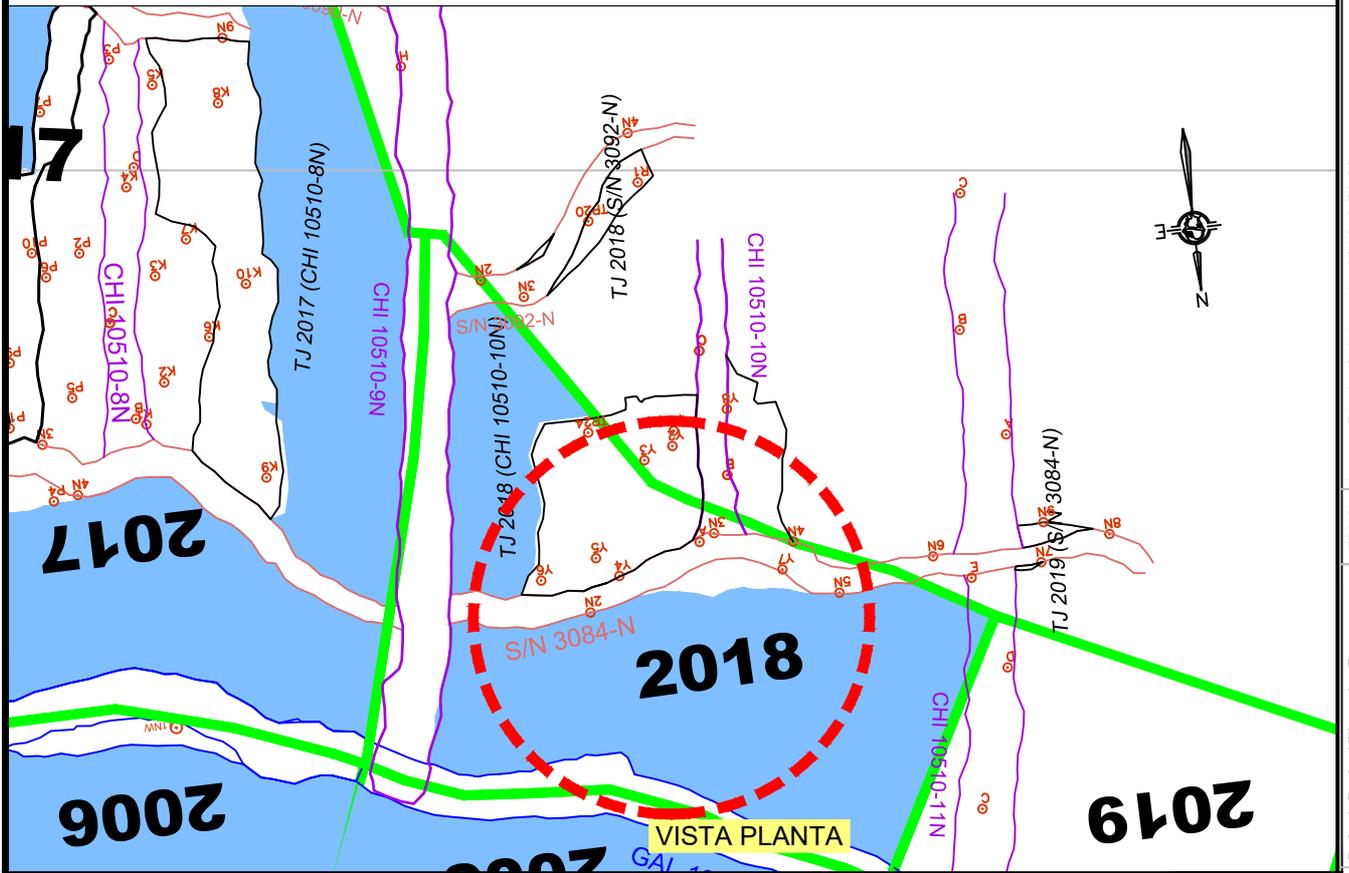
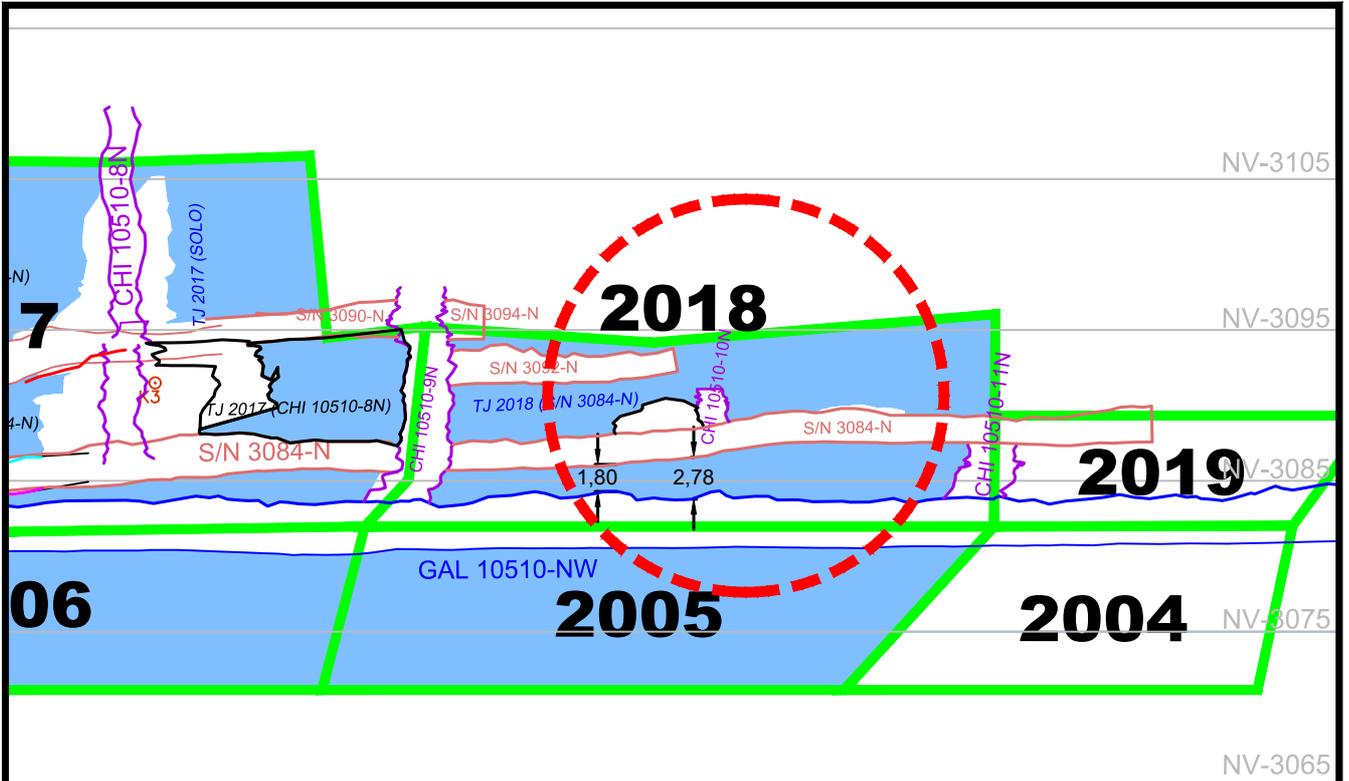


Figura 14 — Instalación de Jack Pot en pilar de 1.1 m de altura



LEYENDA

- ZONA EXPLOTADA
- ZONA SIN EXPLOTAR
- ZONA RELLENADA
- INICIO DE CHIMENEA
- CHIMENEA VERTICAL

TOPOGRAFIA : A. ARANDA/S. RUIZ	 MINERA AURIFERA RETAMAS S.A. <small>MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.</small>
DIBUJADO : A. ARANDA/S. RUIZ	
REVISADO 1: G. URBANO/R. HILARIO	
REVISADO 2: L. TIPISMANA/P. HUAMAN	
REVISADO 3: H.SALIRROSAS/J.GORDILLO/R.HUAMAN	
REVISADO 4: J.VILLACHICA/L.ESPEJO/W.CHAMBILLA	
ELABORADO : R.PALACIOS	

MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.
 AREA: PLANEAMIENTO E INGENIERIA
PLANO DE LABOR
TJ 2018 (S/N 3084-N)
 ZONA: CHILCAS BAJO
 NIVEL: 3075 / VETA: ESPERANZA H

ESCALA : 1/500
FECHA:
NOV - 2019

USUARIO: Rafael Darío Villacorta Torres FECHA: lunes, 31 de Octubre de 2016 2:36:00 p. m.



	ESTÁNDAR PUNTALES DE MADERA EN TAJOS	SISSOMAC	
		Cód.: E-MIN-MIN- 35	
		Ver.: 1	Pág. 1 de 2

<p>OBJETIVO: Establecer y uniformizar las dimensiones y la distribución de espacio en la instalación de puntales en tajos, minimizando los riesgos de seguridad y salud ocupacional.</p>	<p>REFERENCIA: D.S. N° 055-2010-E.M. Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional Art. 188°, 189°, 190°</p>
<p>ALCANCE: Aplica a la instalación de puntales de madera en los tajos.</p>	
<p>RESPONSABILIDAD: Superintendente del Área: Asegurar el cumplimiento del presente estándar. Empresa Contratista Minera: Cumplir el presente Estándar, supervisando todas las actividades desarrolladas por el personal ECM.</p>	

<p>REQUERIMIENTO:</p> <p>CONOCIMIENTO DEL PROYECTO No aplica</p> <p>PARAMETROS GEOMECAVICOS 1. Aplicar el Estándar de Evaluación Geomecánica E-MIN-MIN-33</p> <p>DISEÑO E INGENIERIA 2. Preferentemente usar madera redonda para puntales. 3. La longitud máxima del puntal no podrá ser mayor a 12 veces su diámetro. 4. El diámetro del puntal debe ser de 7" Ø a 8" Ø, con longitudes variables. 5. La plantilla de madera que se usa en el puntal es de tabla de 2" x 8" x 2', ver figura N°1.</p> <p>OPERACION 6. Deberá contar una patilla (agujero) en la caja piso, cuya profundidad se detalla: <ul style="list-style-type: none"> • Para terrenos rocosos buenos, compactos: 1"- 2" de profundidad • Para terrenos rocosos regulares, fracturados: 2" - 4" de profundidad • Para terreno rocosos malos, desintegrados: 4" - 6" de profundidad. 7. Puntales con cabezal "Jack Pot"; la patilla del piso será plana y en terreno sólido. 8. El puntal debe ser instalado perpendicular al buzamiento o inclinación de la veta con un mínimo ángulo de deflexión, ver figura 1. 9. El espaciamiento entre puntales debe ser de 0,90 m a 1,50 m y estará sujeta a la evaluación geomecánica del tajo, quien determinará el espaciamiento exacto. 10. Los puntales en lo posible mantendrán un alineamiento para facilitar el recorrido de la rastra del winche, ver figura N° 3. 11. La longitud mayor de la plantilla debe coincidir con el buzamiento de la veta. 12. La cabeza del puntal debe estar en el centro de la plantilla. 13. Todo puntal debe estar bloqueado de manera que mantenga una presión de sujeción entre las cajas. 14. El puntal no debe tener destajes en ninguno de los extremos.</p> <p>SERVICIOS. No aplica</p>

La versión impresa de este documento se considera una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada".

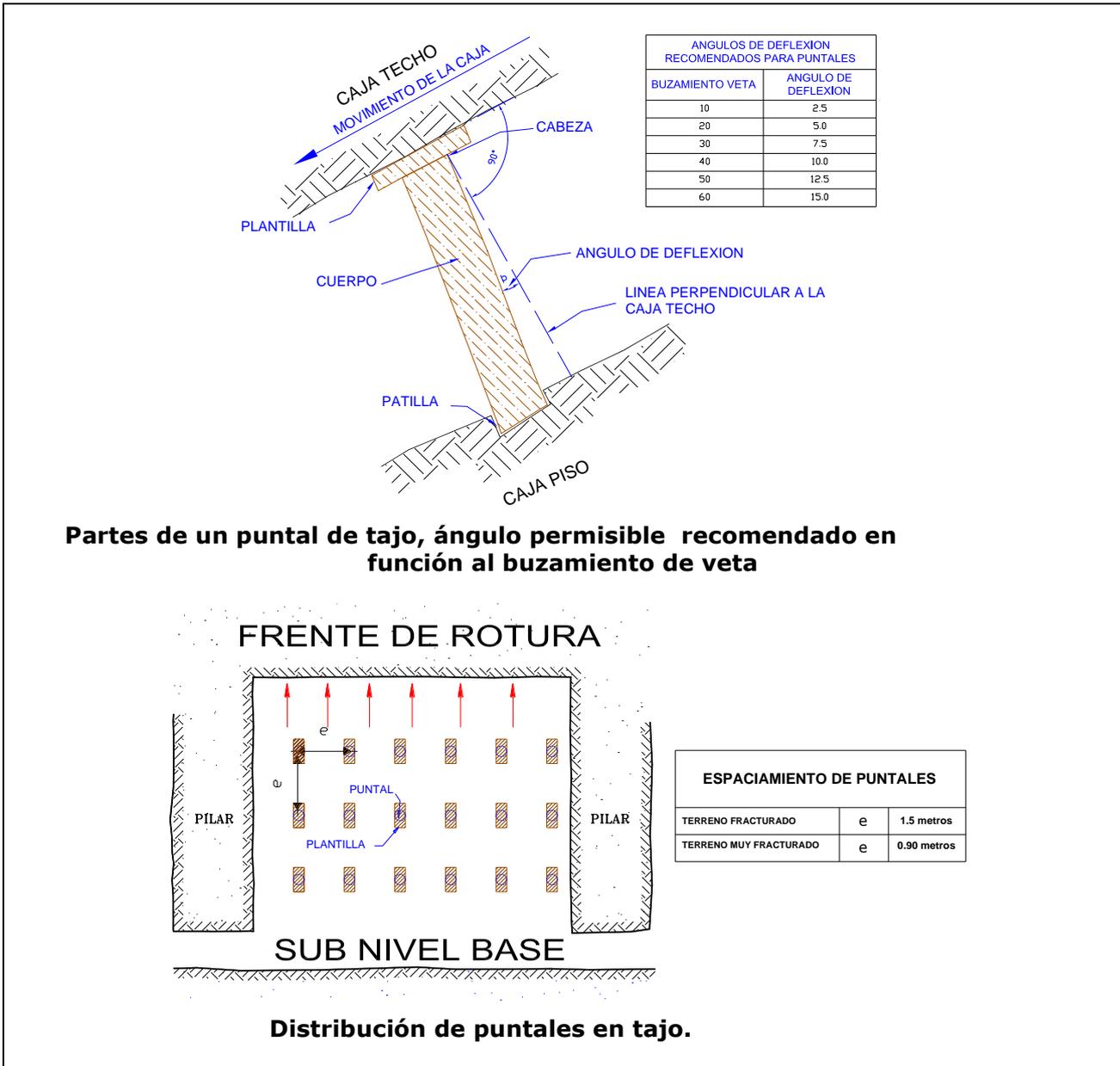
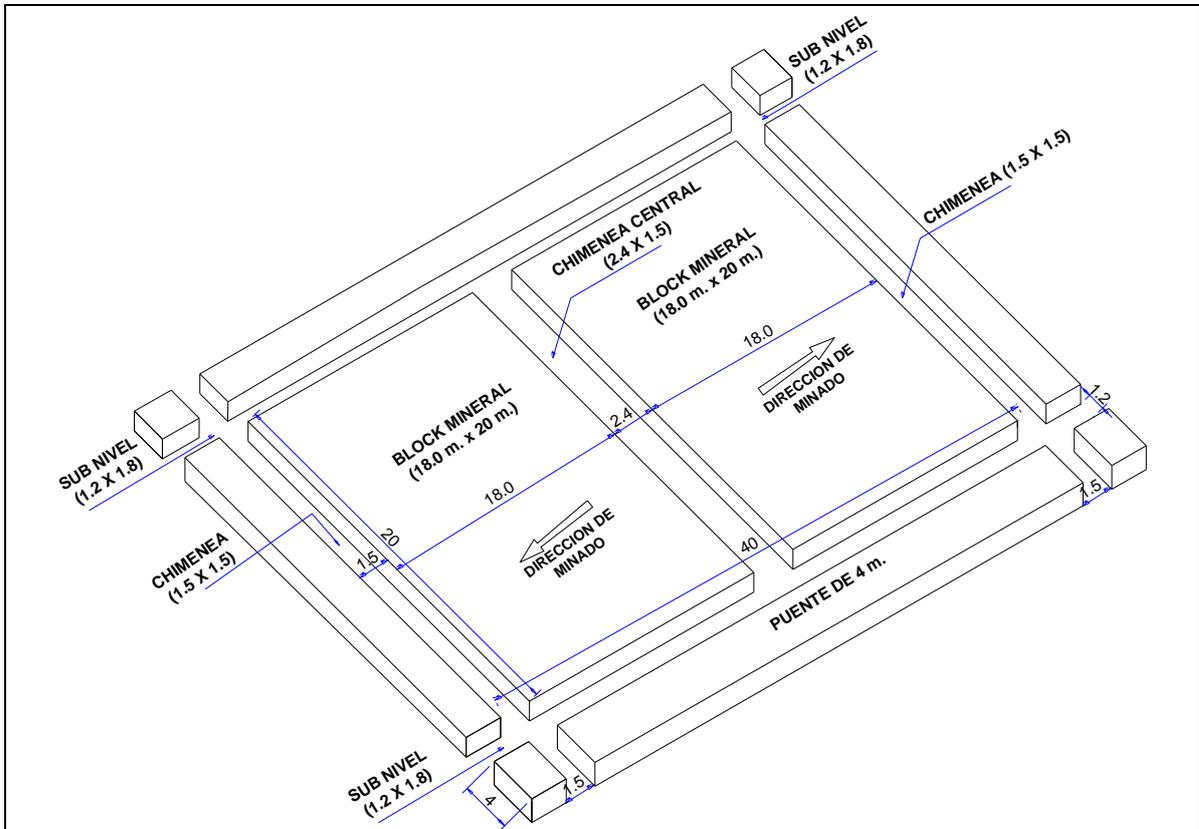


Figura 17 — Estándar puntales de madera en tajos

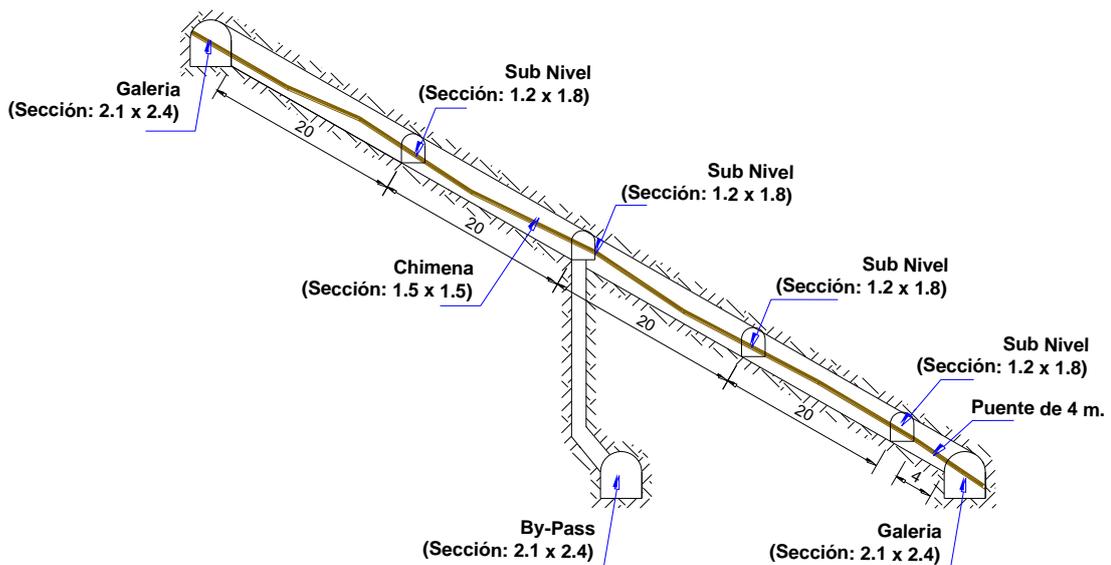
	ESTÁNDAR DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL	SISSOMAC	
		Cód.: E-MIN-MIN-40	
		Ver.: 1	Pág. 1 de 4

OBJETIVO: Estandarizar y uniformizar las dimensiones de los blocks y secuencia de explotación por el método Long Wall de vetas sub horizontales, minimizando los riesgos de seguridad.	REFERENCIA: • D.S. N° 055-2010-E.M. Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional Art. 177 a y c, 204 a, b y f, 226.
ALCANCE: Aplica a los tajos con caja techo fracturado, competente y vetas sin desplazamiento significativo.	
RESPONSABILIDAD: Superintendente del Área: Asegurar el cumplimiento del presente estándar. Empresa Contratista Minera: Cumplir el presente Estándar, supervisando todas las actividades desarrolladas por el personal ECM.	

REQUERIMIENTO CONOCIMIENTO DEL PROYECTO. 1. El ejecutor debe contar con el plano del área a explotar. 2. Potencia del yacimiento variable 0.40 m a 1.20 m con buzamiento de 10° a 35° sub horizontales PARAMETROS GEOMECHANICOS. 3. Aplicar el Estándar de Evaluación Geomecánica E-MIN-MIN-33 ; determinando el tipo de sostenimiento. DISEÑO E INGENIERIA. 4. Preparación del block para el método de Long Wall. Ver figura 1. 5. Sellar chimeneas sobre veta cada 40 m. 6. Dimensionar el block a explotar de 38.5 m x 20 m, Ver figura 1. 7. Desarrollar la galería de sección de 7' (2.1m) de ancho x 8' (2.4m) de alto, a lo largo de la estructura mineralizada para la extracción del mineral. 8. Desarrollar el by pass de sección de 7' (2.1m) de ancho x 8' (2.4m) paralelo a la galería y alineado con el subnivel superior para comunicar a dos labores, Ver figura N° 1. 9. Desarrollar sub niveles de sección de 4' (1.2m) de ancho x 6' (1.8m), el primero como subnivel base encima y paralelo a la galería dejando un puente de 4 m y el segundo sub nivel después de 20 m. 10. Desarrollar las chimeneas laterales a partir de la galería, de sección de 5' (1.5m) de ancho x 5' (1.5m) de alto. 11. Mantener entre la galería y el subnivel base un puente de 4 m. OPERACIÓN. 12. A partir del subnivel base se genera la cara libre (tipo chimenea) en dirección del buzamiento con sección 2.4 m (8') x 1.5 m (5') para dividir el block en dos partes y a partir de éste iniciar la rotura en dirección del rumbo y con salida hacia el subnivel. Ver figura 2. 13. El avance será en dirección del rumbo de la veta, con taladro de 5' a 6'. 14. La limpieza será con winches de 15 HP, y rastras de 36". 15. Sostener con puntales de madera de 7" Ø a 8" Ø con cabezal Jack pot (platos pretensados) para darle velocidad al minado. La distancia entre los puntales será de 1.5 m x 1.5 m e irán alineados para permitir la limpieza con el rastrillo. 16. Cuando se requiera instalar Wood Crib (anillos de madera) para sostener la caja techo, mientras dure la explotación de todo el block. Ver figura 3. 17. Cuando la presión de la caja techo supera la capacidad de soporte de los puntales se procederá al relleno correspondiente. 18. Dejar pilares laterales de 3 m de ancho por 20 m de largo, paralelo a las chimeneas. 19. Finalizada la explotación del block se procederá a rellenar. Ver figura 4. SERVICIOS. 20. Las válvulas principales de agua y aire deben estar ubicados en el ingreso de la galería principal de acceso al block. 21. Las tuberías de servicios irán al lado opuesto de los cables eléctricos.

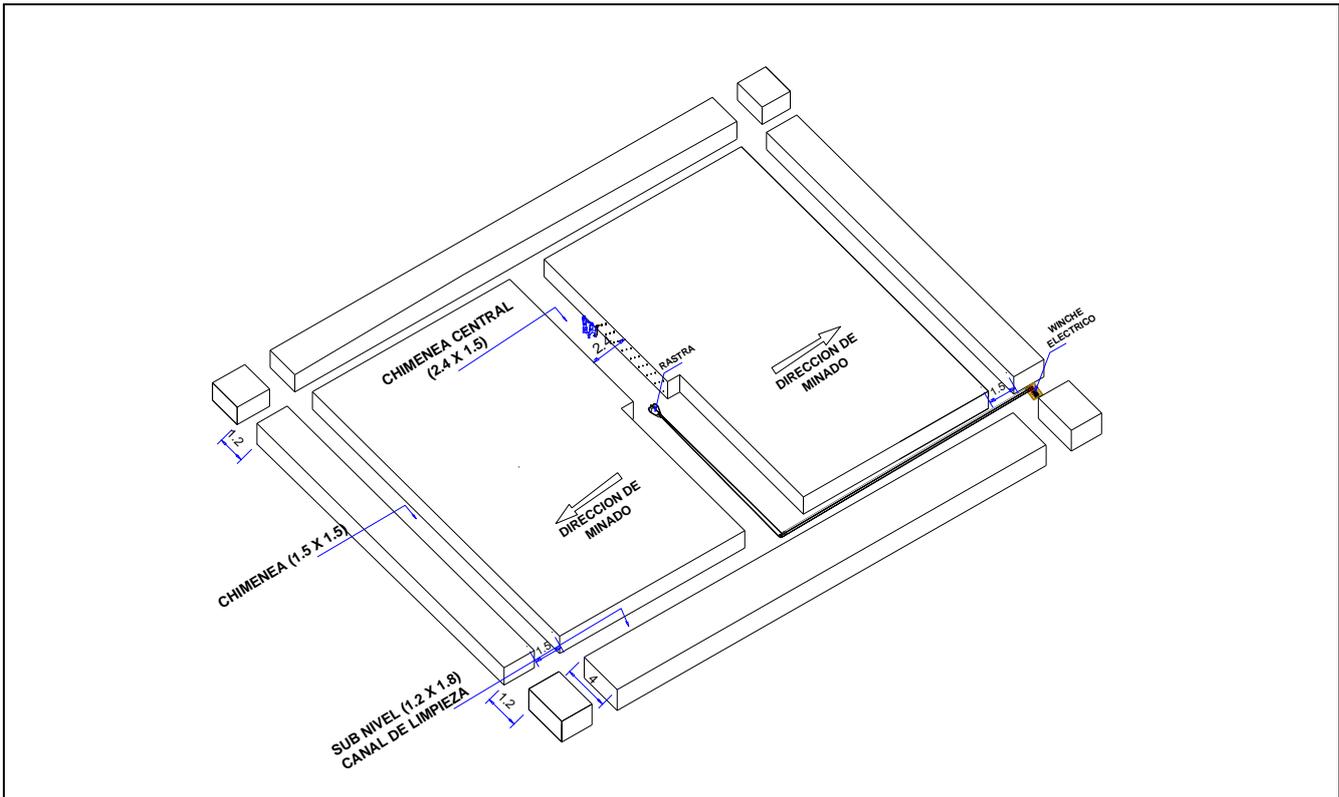


Vista en Isométrico.

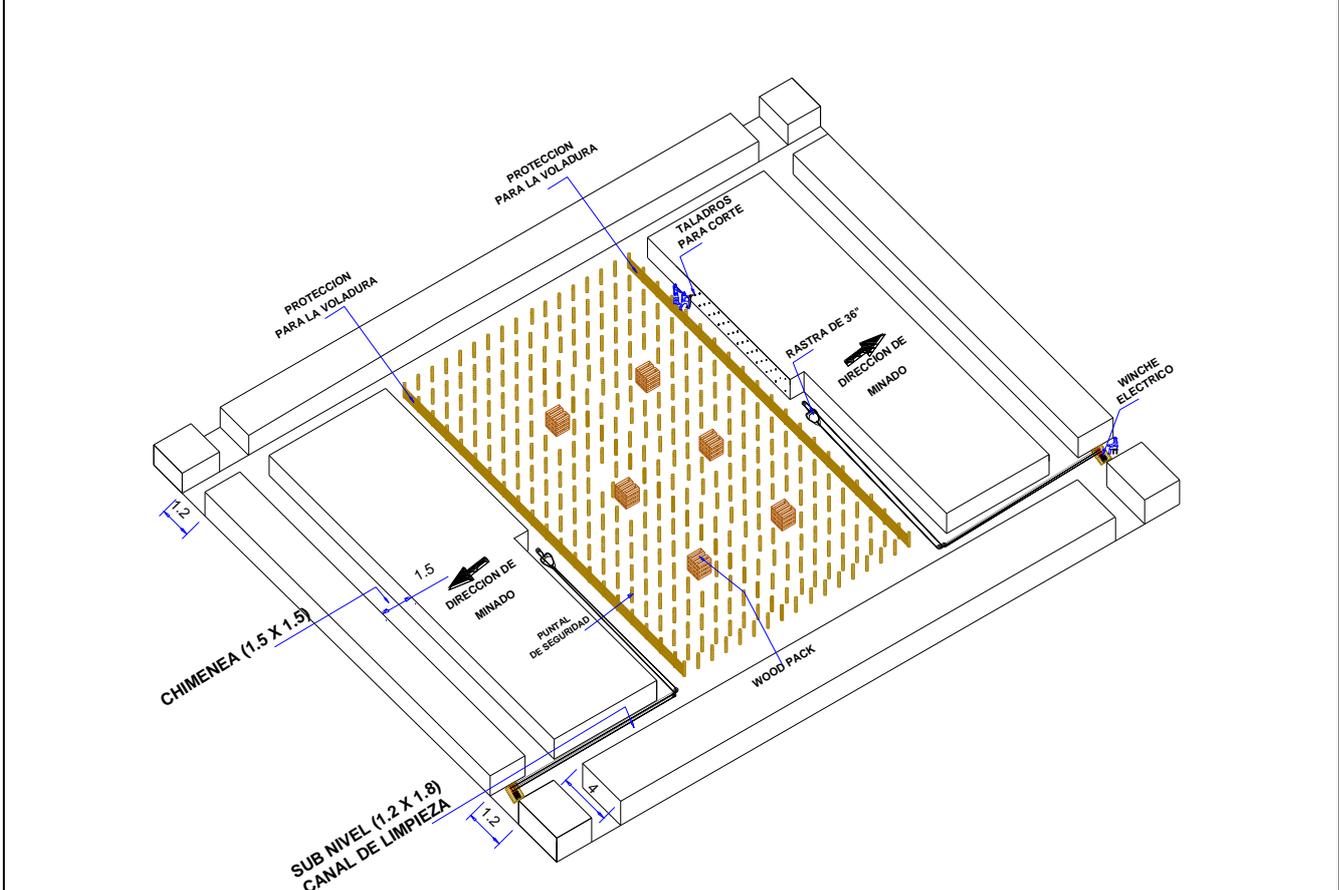


Vista en Sección.
Preparación de block de 38.5 m x 20.0 m





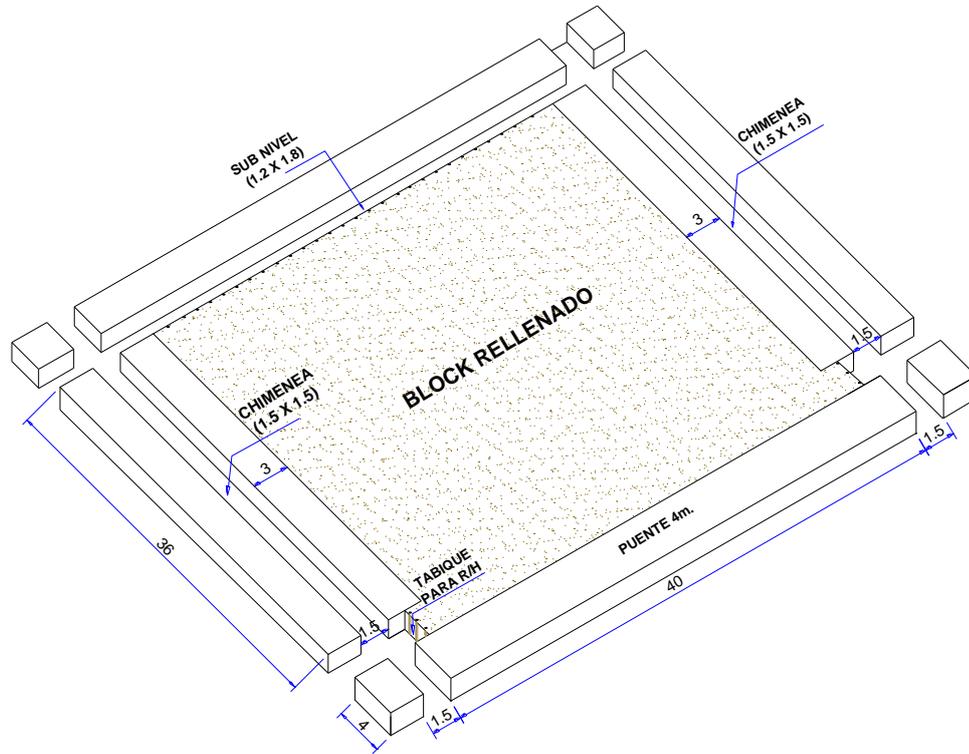
Preparación de chimenea central de sección de 2.4 m. x 1.5 m.



Vista del método de explotación por Long Wall.



 MARS MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.	ESTÁNDAR DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL	SISSOMAC	
		Cód.: E-MIN-MIN-40	
		Ver.: 1	Pág. 4 de 4



Vista del block relleno.

Figura 18 — Estándar de método de explotación long wall

