

FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

“INFLUENCIA DEL DISEÑO DE BANCOS MÚLTIPLES
DESCENDENTES EN LA EXPLOTACIÓN DE CALIZA EN LA
MINA RESURRECCIÓN, BAMBAMARCA 2018”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas



UNIVERSIDAD
PRIVADA
DEL NORTE

Autores:

Luis Fernando Chávez Rojas
César Antonio Longa Muñoz

Asesor:

Ing. Roberto Severino Gonzales Yana

Cajamarca - Perú

2019

ACTA DE AUTORIZACIÓN PARA SUSTENTACIÓN DE TESIS

El asesor Ing. Roberto Severino Gonzales Yana, docente de la Universidad Privada del Norte, Facultad de Ingeniería, Carrera profesional de INGENIERÍA DE MINAS, ha realizado el seguimiento del proceso de formulación y desarrollo de la tesis de los estudiantes:

- Luis Fernando Chávez Rojas.
- César Antonio Longa Muñoz.

Por cuanto, **CONSIDERA** que la tesis titulada: “Influencia del diseño de bancos múltiples descendentes en la explotación de caliza en la Mina Resurrección, Bambamarca 2018” para aspirar al título profesional de: Ingeniero de Minas por la Universidad Privada del Norte, reúne las condiciones adecuadas, por lo cual, **AUTORIZA** al o a los interesados para su presentación.

Ing. Roberto Severino Gonzales Yana
Asesor

ACTA DE APROBACIÓN DE LA TESIS

Los miembros del jurado evaluador asignados han procedido a realizar la evaluación de la tesis de los estudiantes: Luis Fernando Chávez Rojas y César Antonio Longa Muñoz, para aspirar al título profesional con la tesis denominada: INFLUENCIA DEL DISEÑO DE BANCOS MÚLTIPLES DESCENDENTES EN LA EXPLOTACIÓN DE CALIZA EN LA MINA RESURRECCIÓN, BAMBAMARCA 2018.

Luego de la revisión del trabajo, en forma y contenido, los miembros del jurado concuerdan:

Aprobación por unanimidad

Aprobación por mayoría

Calificativo:

Excelente [20 - 18]

Sobresaliente [17 - 15]

Bueno [14 - 13]

Calificativo:

Excelente [20 - 18]

Sobresaliente [17 - 15]

Bueno [14 - 13]

Desaprobado

Firman en señal de conformidad:

Ing. Víctor Eduardo Álvarez León
Jurado
Presidente

Ing. Daniel Alejandro Alva Huamán
Jurado

Ing. Oscar Arturo Vásquez Mendoza
Jurado

DEDICATORIA

A Dios por su infinito amor y

Sabiduría para iluminar mi camino en cada acción que realizo.

A mi padre German Chávez Izquierdo por ser el pilar fundamental en todo lo que soy, en toda mi educación, tanto académica, como de la vida, por su incondicional apoyo perfectamente mantenido a través del tiempo.

A mi hijo Frabritzio Chávez Conteras por ser la razón de que me levante cada día a esforzarme por el presente y el mañana, eres mi principal motivación.

A mi madre Lilian Rojas Chávez y a mi hermana Kelly Chávez Rojas por el apoyo constante con mi hijo porque sin ellas no hubiera logrado mi objetivo.

A mi hermano Ricardo Giovanni Chávez Rojas por su apoyo incondicional y porque está carrera no hubiera sido posible sin él.

Luis Fernando

A mi madre por haberme sabido formarme con buenos hábitos y buenos valores, que me sirvieron para salir adelante en todas las etapas de mi vida.

A mi esposa e hijo por haber estado siempre a mi lado y haberme dado la fuerza necesaria para superar todos los obstáculos que se presentaron en el camino.

A mis abuelos, tíos y tías que me inculcaron que los sueños son posibles y me enseñaron el camino hacia la superación.

César

AGRADECIMIENTO

Deseo expresar de todo corazón mis más sinceros agradecimientos a todas aquellas personas que me brindaron su colaboración, sus conocimientos, su ayuda incondicional y por sobre todo su amistad durante la realización de esta investigación a cada uno de ellos, gracias.

A mi asesor Ing. Roberto Severino Gonzales Yana por la orientación y ayuda que me brindo para la realización de esta tesis, por sus valiosos aportes, dedicación constante, confianza depositada en mí y porque en muchas oportunidades el tiempo transcurre muy rápidamente, pero descubres que no solo hay conocimiento, sino también hay lazos de amistad y personas de gran calidad humana. Gracias por brindarme todos estos valiosos detalles que me llevaron a la culminación de este gran trabajo.

A todos mis docentes que me enseñaron tanto de la profesión como de la vida, impulsándome siempre a seguir adelante.

A la Mg. Evelyn Jen Torres Álvarez por ser ante todo una amiga incondicional de gran espíritu y calidad humana, en las buenas y en las malas. Gracias por haberme brindado sus conocimientos, apoyo, escucha, alegría, complicidad, ánimo contagioso, por creer en mí y así poder llevar acabo cada meta trazada en este trabajo y en los proyectos de vida.

A Claudia Contreras y Alex Salazar por la confianza y el apoyo en todo el proceso de este gran trabajo.

Luis Fernando Chávez Rojas

Tabla de contenidos

ACTA DE AUTORIZACIÓN PARA SUSTENTACIÓN DE TESIS.....	2
ACTA DE APROBACIÓN DE LA TESIS.....	3
DEDICATORIA.....	4
AGRADECIMIENTO	5
ÍNDICE DE TABLAS	8
ÍNDICE DE FIGURAS.....	10
RESUMEN	11
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN	12
1.1 REALIDAD PROBLEMÁTICA.....	12
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	16
1.3. OBJETIVOS.....	16
1.3.1 OBJETIVOS GENERAL.....	16
1.3.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	16
1.4 HIPÓTESIS.....	16
1.4.1 HIPÓTESIS GENERAL.....	16
1.4.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICOS.....	17
CAPÍTULO II. METODOLOGÍA.....	18
2.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	18
2.2 POBLACIÓN Y MUESTRA.....	19
2.3 TÉCNICAS E INSTRUMENTACIÓN DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	19
2.4 PROCEDIMIENTOS.....	20
2.4.1 TRABAJO DE CAMPO.....	20
2.4.2 TRABAJO DE GABINETE.....	28
CAPÍTULO III. RESULTADOS	29
3.1 UBICACIÓN DE LA MINA RESURRECCIÓN	29
3.2 GEOLOGÍA LOCAL.....	29
3.3 CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO	30
3.4 CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA Y GEOTÉCNICA	34
3.5 PARÁMETROS GEOMÉTRICOS	36
3.6 DISEÑO DE OPERACIONES.....	39
1) CICLO DE MINADO	40
2) TIPOS DE ACCESOS.....	47
3) PROGRAMA DE PRODUCCIÓN	49
4) PERFORACIÓN	50
5) VOLADURA	51
3.7 COSTO DE OPERACIÓN	52
CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES	58
DISCUSIÓN.....	58

CONCLUSIONES.....	59
REFERENCIAS.....	60
ANEXOS.....	62

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Matriz Operacionalización de Variables	18
Tabla 2 Competencia de la roca de acuerdo al ensayo de Compresión uniaxial	21
Tabla 3 Clasificación RQD	23
Tabla 4 Principales características de la cal comercial	24
Tabla 5 Valoración de la calidad del macizo rocoso (RMR básico).....	25
Tabla 6 Categorías de Clasificación.....	25
Tabla 7 Características resistentes del macizo rocoso	25
Tabla 8 Resistencia a compresión simple de acuerdo al ensayo uniaxial.	26
Tabla 9 Espaciamiento de discontinuidades.....	26
Tabla 10 Condiciones de discontinuidades (Rugosidad).	26
Tabla 11 Condiciones de discontinuidades (Rugosidad). Para considerar en la tabla 10. ..	27
Tabla 12 Condiciones hidrogeológicas.	27
Tabla 13 Corrección por orientación de discontinuidades.	27
Tabla 14 Datos iniciales de compresión simple	30
Tabla 15 Esfuerzo a la compresión simple del muestreo	30
Tabla 16 Resultados ensayos de Compresión Simple	31
Tabla 17 Ubicación de la estación.....	32
Tabla 18 Orientación de Discontinuidades	33
Tabla 19 Conteo de fracturas en 1 m ³	33
Tabla 20 Resultados de Laboratorio Químico.....	34
Tabla 21 Clasificación geomecánica RMR.....	35
Tabla 22 Parámetros de diseño del tajo.....	37
Tabla 23 Parámetros Operativos de perforación	41
Tabla 24 Datos de parámetros de perforación.....	42
Tabla 25 Parámetros de perforación.....	43
Tabla 26 Parámetros de roca	43
Tabla 27 Indicadores de voladura	43
Tabla 28 Parámetros de un taladro	44
Tabla 29 Costo de alquiler de equipos línea amarilla	45
Tabla 30 Parámetros Operativos de Carguío.....	46

Tabla 31 Parámetros Operativos de Acarreo.....	46
Tabla 32 Especificaciones de la roca caliza	49
Tabla 33 Programa de producción mensual de roca caliza	50
Tabla 34 Proyección mensual de perforación en mineral	50
Tabla 35 Proyecciones mensuales de perforación en mineral y desmonte en 7 horas trabajadas día.....	51
Tabla 36 Explosivos y accesorios de voladura por mes.....	51
Tabla 37 Costo de alquiler de equipos de carguío	52
Tabla 38 Costo de alquiler de equipos de acarreo.....	52
Tabla 30 Parámetros de voladura	53
Tabla 40 Costo de perforación	53
Tabla 41 Costo total de voladura.....	54
Tabla 42 Costo por tonelada.....	54
Tabla 43 Costo de combustible para equipos	54
Tabla 44 Costo de mantenimiento de equipos	55
Tabla 45 Costos de mano de obra	55
Tabla 46 Estimado del Presupuesto anual de extracción	56
Tabla 47 Estimado del Presupuesto anual de chancado.....	56
Tabla 48 Estimado del costo por tonelada	57

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Escala descriptiva intermedia de observación para determinar la rugosidad	23
Figura 2 Foto satelital de la ubicación de la Calera Resurrección.	29
Figura 3 Calizas micríticas marrón grisáceas, con vetillas de calcita	30
Figura 4 Pared para el levantamiento de diaclasas (Estación)	32
Figura 5 Cálculo del factor de seguridad Software Slide (Método de Janbú).....	35
Figura 6 Diseño de bancos secuenciales	36
Figura 7 Diseño de bancos múltiples descendentes	38
Figura 8 Apertura de bancos en el área de minado	39
Figura 9 Ciclo de minado explotación de caliza	40
Figura 10 Diseño de espaciamiento y burden según malla	41
Figura 11 Esquema de la malla de perforación	42
Figura 12 Equipo de carguío y acarreo en la cantera	44
Figura 13 Acceso principal y auxiliares laterales.....	47
Figura 14 Accesos al área de explotación	48
Figura 15 Excavadora CAT 312D y volquetes SINOTRUK HOWO.....	49

RESUMEN

La Mina Resurrección se encuentra ubicada en el Caserío Frutillo Bajo, Distrito de Bambamarca, Provincia de Hualgayoc y Departamento de Cajamarca. Las calizas que se encuentran en la cantera, se caracterizan por ser micríticas de color marrón grisáceo, con vetillas de calcita muy compactas. Estratigráficamente pertenece a la Formación Cajamarca.

El objetivo general de esta tesis titulada “INFLUENCIA DEL DISEÑO DE BANCOS MÚLTIPLES DESCENDENTES EN LA EXPLOTACIÓN DE CALIZA EN LA MINA RESURRECCIÓN, BAMBAMARCA 2018.” es de demostrar la factibilidad de utilizar el método planteado el cual cuenta con las condiciones suficientes, con un plan operativo favorable y bien definido que garantice una producción constante con un bajo costo y mineral de buena calidad.

De acuerdo con la puntuación final obtenida para la clasificación RMR la roca se clasifica en Clase III con una calidad regular, cohesión de 200 a 300 Kpa y un coeficiente de fricción entre 25° y 35° . El factor de seguridad para el talud final es de 1.479, calculado con el Software Slide (Método de Janbú), lo cual es un valor aceptable para este tipo de explotación teniendo en cuenta las consideraciones que este talud presenta (70°)

El diseño del método de explotación está determinado para el minado de una estructura de caliza, teniendo una profundidad máxima del tajo en el nivel 2890, con bancos de 10 metros y bermas finales de 3.4 metros; formando un talud final de 70° , que dan máxima recuperación ya que si se aumenta el ángulo podría convertirse en taludes inestables.

La producción diaria programada es de 1230 TM, el factor de recuperación de la planta de trituración del 65%, lo cual proporciona 800 TM; disponible para la calcinación en los hornos por día de operación, con lo cual se cumplirían ampliamente los requerimientos necesarios. La evaluación de costos indica que esta operación tiene un costo de operación de US\$/TM 7.60

Palabras clave: Método de explotación, bancos múltiples descendentes, producción, costos.

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

En Perú, la producción de óxido de calcio viene siendo una fuente sustentable de ingresos y una de las actividades económicas más importantes en Cajamarca en los últimos años. Dentro del área de influencia de las principales empresas mineras, se encuentran varias canteras, las cuales aprovechan la caliza como materia prima abundante en la zona para producir óxido de calcio y venderlo en la industria minera, a empresas como Gold Fields la Cima, Yanacocha, Shahuindo y La Zanja; asimismo en la agricultura cuando se genera cal agrícola.

En un breve recorrido por las principales canteras podemos notar que no cuentan con un método definido de explotación, además que no se toman las medidas de seguridad adecuadas. Una de las canteras de producción de óxido de calcio, proveedora de las principales compañías mineras a nivel local, es la Mina Resurrección, que se encuentra ubicada a 15 Km de la ciudad de Bambamarca en la vía Bambamarca – Cajamarca.

La mina necesita un diseño de tal forma que se acomode a las propiedades del macizo rocoso para el desarrollo del proyecto, ya que la mina no cuenta con diseño definido aún y se desea evaluar un escenario que cumpla un alcance para el proyecto de explotación, para incrementar la producción de caliza, que hacen posible considerar explotar este cuerpo calcareo mediante bancos secuenciales descendentes. Por lo tanto, con el presente estudio de diseño de minado por el método de bancos múltiples descendentes, se tratará de demostrar la factibilidad de utilizar dicho método, el cual cuenta con las condiciones suficientes para tal fin, ya que existen las reservas minerales, forma de yacimiento adecuado, equipo disponible, mano de obra, facilidad de acceso al lugar y sobre todo la topografía que se demuestra favorable para el desarrollo de un planeamiento operativo óptimo y con seguridad. Con el método de extracción actual, el costo de operación es de US\$/TM 70.

Contento J. y Pinto C. (2014), en la Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia, se presenta la tesis titulada “Diseño del método de explotación del yacimiento de caliza Modulo Norte de la mina La Esperanza, Municipio La Calera –

Cundinamarca”, menciona que el presente proyecto obedece a un diseño del método de explotación de calizas, por ende presenta prioridad el estudio que se desea realizar para el soporte técnico de los diseños propuestos con el fin de mejorar los procesos extractivos y permitir una restauración progresiva de los terrenos afectados, por la explotación en la mina la Esperanza que es objeto de estudio. Se requiere explotar esta caliza, para el uso en la empresa de Cemex Colombia, para uno de los procesos industriales en la realización del cemento que produce esta empresa. El trabajo se soportará en argumentos teóricos y empíricos, los cuales a través del estudio que se desea realizar se conceptualizaran e interpretaran para acceder a parámetros relevantes de diseño y decisiones. Se concluye que, de acuerdo a los parámetros establecidos para la selección del método de explotación se determinó que el método más apropiado corresponde a Bancos Escalonados Descendentes, el cual permite alcanzar rendimientos, capacidad de producción y seguridad durante y después de terminada la etapa de explotación. El método de explotación por bancos escalonados descendentes diseñado para la mina La Esperanza Zona Norte, permite alcanzar una producción de 107 m³/día.

En su investigación mencionan que, para la selección del método de explotación óptimo se analizaron las características del depósito de caliza como la geometría, topografía, propiedades físicas y geomecánicas.

Las extracciones de rocas industriales y materiales de construcción, denominadas canteras aplican el método de explotación por banqueo, con uno o varios niveles. Las alternativas aplicables a este tipo de explotaciones son las siguientes:

- Banco único.
- Bancos escalonados descendentes.
- Bancos escalonados ascendentes.

Arenaza (2016), presentó su tesis para obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas, titulada: “Estudio de Factibilidad Técnica - Económica para Implementar una Planta de Producción de Cal en la Concesión Minera Arva 100” – La Encañada-Cajamarca, 2016” a la Universidad Privada del Norte - Cajamarca. El estudio de mercado reveló que el 89.29% de encuestados, consume cal viva; existe una demanda insatisfecha de 497 352 toneladas en los últimos cuatro años y una demanda insatisfecha de 13 243 972 toneladas para los próximos 9 años. Se determinó que se venderá al año que es de 12 000 toneladas de cal viva molida y 6 000 toneladas de cal

viva granulada. La evaluación financiera hace notar que la rentabilidad es de un 36.19%, el período de recuperación de capital (PRC) es de dos años y nueve meses, la tasa interna de retorno (TIR) es al 80 % con un valor actual neto (VAN) de S/. 9 137 730.01, para un periodo de 10 años con una tasa de descuento del 10 %, y finalmente la relación beneficio/costo es de 1.43; este proyecto es factible.

Piérola D. (2017) en la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, se presenta la siguiente tesis: “Optimización del Plan de Minado de Cantera de Caliza la Unión distrito de Baños del Inca - Cajamarca”, para optar el título profesional de Ingeniero de Minas. La Sociedad Minera de Responsabilidad Limitada (SMRL) “La Unión de Cajamarca” titular de la Concesión minera no metálica “La Unión” con 100 hectáreas de extensión, produce aproximadamente 30 TM/día en forma artesanal, se requiere la optimización del plan de minado de la cantera de caliza La Unión Distrito Baños del Inca - Cajamarca, para incrementar la producción se considera la interrogante de ¿Cómo se puede optimizar el plan de minado mediante la evaluación de características geomecánicas del yacimiento, reservas minerales y el ciclo de operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y transporte en la cantera de caliza La Unión Distrito Baños del Inca - Cajamarca?. El objetivo es evaluar las características geomecánicas del yacimiento, reservas minerales y el ciclo de operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y transporte, Se ha determinado como línea de base a las operaciones mineras actuales la determinación de la calidad del macizo rocoso de calizas se ha determinado un RMR 57 es una roca de calidad regular con una densidad en banco de 2.51 TM/m^3 , las reservas minerales son 855972.00 TM, los resultados de la voladura son de 65 m^3 de roca fragmentada o roca suelta diaria, el transporte es en volquetes Dodge 800 de 6 cubos la producción diaria se ha adecuado a 30 TM/día de calcinación de los dos hornos con una capacidad operativa de 50 %, con esta producción diaria se logra una ganancia de US \$ 10 468.67 mensuales.

Bitarafan, M.R., y Ataei, M. (2004) definen el Método Minero de Selección, como el principal problema en el diseño de una mina. Parámetros tales como las propiedades geológicas y geotécnicas, parámetros económicos, factores técnicos y factores de productividad están involucrados. En estos últimos, la selección de los equipos y el dimensionamiento de la flota deben ser considerados. Los parámetros a considerar en

el diseño de una mina a cielo abierto son: altura de bancos, ángulos de talud, ancho mínimo de operación (perforación, carguío y transporte), ancho máximo de expansión, desfase entre palas o largo mínimo de expansión, pendiente del suelo.

Ávila Muñoz C. y Tobo Siachoque R. (2014) en su investigación mencionan que, de acuerdo a las características topográficas, geológicas, paisajísticas y de estabilidad del terreno se analizaron las alternativas de bancos escalonados descendentes y ascendentes.

El método de explotación de bancos escalonados descendentes, permite iniciar la restauración con antelación y desde los bancos superiores hasta los de menor cota; desde el inicio de la explotación se tienen mayores rendimientos en el arranque, carguío y transporte, y mayor control en las condiciones de seguridad para el personal y la maquinaria. Entre las desventajas de la aplicación de este método se cuenta la definición previa del talud final y consecuentemente, un proyecto a largo plazo, además, exige construir toda la infraestructura para acceder a los niveles superiores desde el principio y obliga a una mayor distancia de transporte en los primeros años de la cantera lo que requiere una fuerte inversión.

El método de explotación de bancos escalonados descendentes, es la alternativa más frecuente por la facilidad de apertura de las canteras y la mínima distancia de transporte inicial hasta la planta de tratamiento; con este método de explotación el frente de trabajo está siempre activo, excepto en una pequeña zona. Debido a que el frente es progresivamente más alto, es inconveniente desarrollar la restauración ambiental de los taludes antes de finalizar toda la etapa de explotación.

Para proyectar una mina a tajo abierto, se deben tener en cuenta parámetros como la geometría, geotecnia, operatividad y medio ambiente descritos a continuación:

- ✓ **Geométricos.** Está función de la estructura y morfológica del yacimiento, la pendiente del terreno, límites de propiedad, etc.
- ✓ **Geotécnicos.** Depende de los ángulos máximos estables de los taludes en cada uno de los dominios estructurales en que se halla dividido el yacimiento. Se establecen los Taludes con ángulos entre 45 para terrenos semi consistentes y 70 grados para terrenos Consistentes, para el caso del presente estudio se manejan taludes de 70°

- ✓ **Operativos.** La maquinaria que se emplea debe trabajar en condiciones adecuadas para mayor eficiencia y seguridad, por esto las dimensiones deben ser las necesarias para este objetivo: alturas de banco de 5 m, pistas de 8 m, etc.
- ✓ **Medio - ambientales.** Permiten la restauración de terrenos, reducción de impactos paisajísticos y reducción de los diferentes impactos ambientales que se presentan durante la explotación.

1.2. Formulación del problema

¿Cuál es la influencia del diseño de bancos múltiples descendentes y cuál sería su costo mina, en la explotación de caliza en la Mina Resurrección?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Determinar la influencia del diseño de bancos múltiples descendentes y su costo mina, en la explotación de caliza en la Mina Resurrección”

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar la calidad del macizo rocoso RMR del área de estudio.
- Diseñar el método de explotación de bancos múltiples descendentes para la explotación de caliza.
- Determinar el tonelaje extraído y el costo de operación, utilizando el método de explotación por bancos secuenciales en la Mina Resurrección.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general

El diseño de bancos múltiples descendentes incrementará la explotación de caliza con un costo de operación de 8 \$/TM en la Mina Resurrección, Bambamarca 2018.

1.4.2. Hipótesis específicas

- Al evaluar geo mecánicamente el macizo rocoso del área de estudio, se caracterizará a la roca caliza en función de su RMR, zonificación geomecánica y factor de seguridad.
- Al diseñar los bancos múltiples descendentes se tendrá un diseño definido del tajo y se optimizará la explotación de caliza en la Mina Resurrección.
- Aplicando el método de explotación de bancos múltiples descendentes en la Mina Resurrección, el costo de operación para un tonelaje de caliza extraído de 1000 TM/día se halla entre 7 y 9 \$/TM,

CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

2.1. Tipo de investigación

La investigación es de tipo Aplicada, porque se basa en recoger información de la realidad para enriquecer el conocimiento teórico científico. Los datos obtenidos serán orientados con el fin de extraer generalizaciones significativas que contribuyan al conocimiento al descubrimiento de principios y leyes.

El diseño de la investigación es No Experimental Descriptivo, porque en un estudio no experimental no se intenta intervenir, ni alterar la variable de interés. Es Descriptivo porque consiste fundamentalmente, en caracterizar un fenómeno o situación concreta indicando sus rasgos más peculiares o diferenciadores. (Calderón, 2010).

Es de carácter descriptivo porque describe metodológicamente el diseño de minado por el método de bancos múltiples descendentes, para así poder determinar su costo de implementación y el tonelaje extraído. Ver Tabla 1.

Tabla 1 Matriz Operacionalización de Variables

VARIABLE	DIMENSIÓN	INDICADORES	UNIDAD DE MEDIDA
Independiente	Calidad del macizo rocoso	Resistencia a la compresión simple	50 - 100 Mpa
		Caracterización de discontinuidades	Orientación, espaciado, rugosidad
		Índice de calidad de la roca RQD	90 - 100 %
		Ley de CaO en la roca caliza	% CaO
		Clasificación geomecánica RMR	0 - 100
		Factor de Seguridad	Bajo, Alto
	Parámetros geométricos	Altura de banco	metros
		Parámetros de diseño del tajo	Talud de cresta, talud de banco, altura de banco, ancho de berma, ancho de rampa
		Ancho de banquetta	metros
		Diseño de bancos múltiples descendentes	Topografía inicial terreno, buzamiento de estratos
	Diseño de operaciones	Ciclo de minado	Perforación, voladura, carguío y acarreo, chancado,
		Tipos de accesos	Principal y laterales
		Programa de producción	mensual, anual
Perforación		metros/mes	
Dependiente	Explotación de Caliza	Tonelaje extraído	Toneladas métricas de caliza por día TM/día
		Costo de operación	Dólares/Tonelada métrica de caliza \$/TM

Fuente: Elaboración propia.

2.2. Población y muestra

2.2.1 Población:

Se tomó como población las 200 hectáreas de la concesión total de la cantera de la Mina Resurrección.

2.2.2 Muestra:

En el caso de nuestra investigación, la muestra estuvo conformada por el área de explotación, que consta de 4 hectáreas roca caliza de la Mina Resurrección.

2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

La técnica de recolección de datos fue la observación directa y el análisis documental. Méndez (2001, p. 154) precisa que la observación directa es “el uso sistemático de nuestros sentidos en la búsqueda de los datos que necesitamos para resolver un problema de investigación”. La observación directa se realiza cuando el observador se enfoca directamente en el objeto a investigar.

Se utilizó bibliografía necesaria para poder desarrollar el proyecto, como estudios realizados en el área de estudio (estudios geológicos, estudios geotécnicos, estudios topográficos, etc.), también se utilizaron planos e información existentes de la concesión. Para identificar el factor de seguridad, se utilizó el software Slide que genera el factor de seguridad dentro del talud, para este es necesario conocer las características que rodean al manto de caliza como piso y techo de estos.

Los instrumentos utilizados para la recolección de datos son:

- Instrumento datos iniciales de compresión simple. Anexo 1.
- Instrumento de esfuerzo a la compresión simple del muestreo. Anexo 2.
- Instrumento ensayo de carga puntual. Anexo 3.
- Instrumento orientación de diaclasas. Anexo 4.

Para el análisis de datos, se realizaron las actividades de tabulación de la información, Codificación y clasificación de los datos mediante tablas, gráficos en hojas de cálculo EXCEL.

2.4. Procedimiento

2.4.1 Trabajo de campo

- Los responsables de la investigación se constituyen en el área del proyecto para verificar en campo las condiciones físicas de la zona donde se proyecta ejecutar la explotación minera.
- Se tomaron muestras de roca caliza para llevar a cabo las pruebas de laboratorio y determinar análisis químico, así como los parámetros geomecánicos y geotécnicos. La prueba de compresión simple fue realizada con el equipo de la empresa a cargo del técnico de laboratorio de suelos.
- Se realizó la evaluación geotécnica para determinar las características físico-mecánicas del material del tajo.
- Para la determinación del método de explotación de la cantera de caliza, se analizaron aspectos como la topografía original del terreno, que exigen bancos de poca altura para garantizar condiciones de seguridad y la implementación de maquinaria para construir el acceso al frente y adecuación de vías, tipo oruga.
- De acuerdo al análisis de los parámetros citados anteriormente (Matriz de Operacionalización de las variables), se seleccionó el método de explotación por Bancos Múltiples Descendentes. Este método permite mayor seguridad para operarios y maquinaria en el desarrollo de los trabajos mineros debido a la poca altura de los bancos.

2.4.1.1 Calidad del macizo rocoso

Para determinar la calidad del macizo rocoso del área en estudio se realizó el registro geomecánico de un bloque de roca caliza. Para propósitos de caracterización geotécnica se ha considerado como suelo residual aquellas rocas de calidad muy mala y dureza menor que R2.

Se contemplan dos tipos de ensayos en laboratorio, necesarios para determinar calidad del macizo rocoso.

- a. Ensayo de compresión simple.

- b. Ensayo de carga puntual.
- c. Caracterización de discontinuidades (Orientación, espaciado, rugosidad).
- d. Índice de calidad de la roca (RQD).
- e. Ley de CaO en la roca caliza.

a. Ensayo de compresión simple (uniaxial)

Para este ensayo se tomó un bloque del macizo rocoso en campo, en el cual se identificó piso y techo de la estratificación para la extracción de cinco testigos. La evaluación de la competencia del macizo rocoso se realiza a través de la tabla 2.

Tabla 2 Competencia de la roca de acuerdo al ensayo de Compresión uniaxial

Compresión Uniaxial (MPa)	Competencia de la roca
5 a 20	Muy débil
20 a 40	Débil
40 a 80	Resistencia mediana
80 a 160	Dura
160 a 320	Muy dura

Fuente: Suárez, 1998.

En este ensayo se recolectó los datos a través de los siguientes instrumentos:

- ✓ Instrumento de datos iniciales de compresión simple. Anexo 1.
- ✓ Instrumento de Esfuerzo a la compresión simple del muestreo. Anexo 2.

b. Ensayo de carga puntual.

En este ensayo la muestra se somete a cargas uniaxiales y se determina la carga máxima o carga de falla de cada muestra, así se puede definir el comportamiento del macizo rocoso.

En este ensayo se recolectó los datos a través de los instrumentos de cálculo ensayo carga puntual. Anexo 3.

c. **Caracterización de discontinuidades**

Orientación:

La orientación similar de diferentes discontinuidades sistemáticas genera una familia. Esta orientación queda definida en el espacio por su dirección de buzamiento y buzamiento. Se determinó tres familias de diaclasas con dirección de buzamiento y una estratificación. En particular, la orientación de las diferentes familias respecto a la obra, condiciona la estabilidad (Gonzales, 2002).

En este análisis se recolectó los datos a través del instrumento de Orientación de diaclasas. Anexo 4.

Espaciado:

El espaciado o distancia entre los planos de discontinuidad de la misma familia, condicionan el tamaño de los bloques de la matriz rocosa.

Rugosidad:

La rugosidad es una medida de la forma de las superficies que conforman la discontinuidad.

Una clasificación cualitativa de la rugosidad se basa en la observación de la superficie en dos escalas descriptivas. La escala intermedia (varios metros) que se divide en tres grados: escalonada, ondulada y plana y una escala pequeña (varios centímetros) que divide cada grado de la escala intermedia en: rugosa, lisa y pulida. La Figura 1 presenta una escala descriptiva comúnmente utilizada para clasificar el tipo de rugosidad.

Las escalas cuantitativas están basadas en las medidas de los cambios de inclinación tomadas con discos de diferente diámetro colocados sobre la superficie de la discontinuidad (Hoek, 1985).

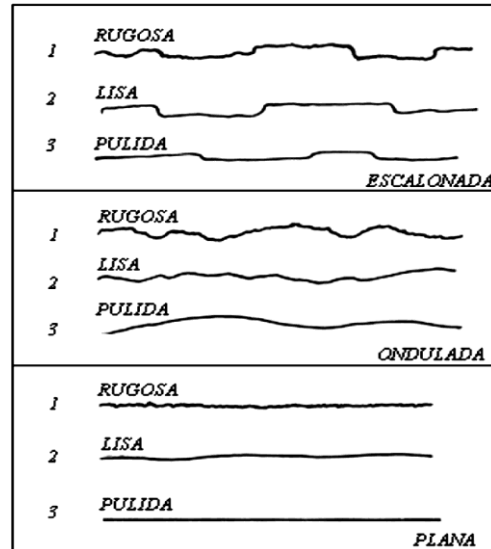


Figura 1 Escala descriptiva intermedia de observación para determinar la rugosidad

Fuente: Hoek, 1981

d. Índice de calidad de la roca (RQD).

La descripción de la fracturación a partir de los datos de afloramiento, puede referirse al número de familias de discontinuidades y al tamaño de los bloques. El Cálculo de RQD se realiza a partir de la fórmula de Deere:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

El valor obtenido es comparado con la tabla 3.

Tabla 3 Clasificación RQD

RQD (%)	Calidad de Roca
100 – 90	Muy buena
90 – 75	Buena
75 – 50	Regular
50 – 25	Mala
25 – 0	Muy Mala

Fuente: Bienawski, 1989

e. Ley de CaO en la roca caliza

Se han extraído 20 muestras con un peso aproximado de 2 kg cada una, en forma perpendicular al rumbo de los estratos calcáreos cálcicos, reconocidos geológicamente en horizontes C-3 y C-4;

las muestras fueron homogenizadas en una geomembrana con apoyo de lampas y cucharones, del cual se obtuvieron tres muestras (M-1, M-2, M-3), para análisis de CaO para establecer la calidad del recurso natural calcáreo.

La preparación y análisis químico de las muestras fueron realizadas en el Laboratorio Polimetals Lab. E.I.R.L, donde se realizaron los siguientes ensayos:

- CaO en carbonato de calcio: digestión específica - precipitación - titulación.
- Reactividad.
- Pérdidas de calcinación gravimetría (LOI).
- Granulometría.

Tabla 4 Principales características de la cal comercial

Características	Cal tipo 1	Cal tipo 2	Cal tipo 3
Reactividad	Baja (de construcción)	Alta	Alta
Granulometría	Molida	Molida	6 a 19 mm
Concentración de CaO	86% a 90%	90%	90%

Fuente: Bragagnini V. y Beltrán R. (2012).

2.4.1.2 Caracterización geomecánica

a) Clasificación geomecánica RMR

Los parámetros anteriores fueron utilizados para la valoración del macizo rocoso según el sistema RMR (Rock Mass Rating) desarrollado por Bieniawski (1989). Este sistema de clasificación considera cinco parámetros relacionados con la condición de roca intacta y la calidad del macizo rocoso, asignando una valoración o puntaje a cada uno de estos parámetros. Estos puntajes son sumados para obtener una valoración de la calidad del macizo rocoso (RMR básico). Ver Tabla 5.

Tabla 5 Valoración de la calidad del macizo rocoso (RQD).

RQD %	Puntaje
90 - 100	20
75 - 90	17
50 - 75	13
25 - 50	8
< 25	3

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 6 Categorías de Clasificación.

R.M.R.	Descripción del macizo rocoso	Clase
Suma de los puntajes obtenidos de las tablas anteriores		
81 – 100	Muy bueno	I
81 – 80	Bueno	II
41 – 60	Medio	III
21 – 40	Malo	IV
0 – 20	Muy malo	V

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 7 Características resistentes del macizo rocoso

Clase (R.M.R.)	c(Kpa)	Φ °	t sin soporte
I (81 – 100)	> 400	> 45	20 años, luz de 15m
II (81 – 80)	300 – 400	35 – 45	1 año, luz de 10m
III (41 – 60)	200 – 300	25 – 35	1 semana, luz 5m
IV (21 – 40)	100 – 200	15 – 25	10 hs., luz 2.5m
V (0 – 20)	< 100	< 15	30 min, luz 1m

Fuente: Bieniawski, 1989.

Parámetros relacionados con la condición de roca intacta y la calidad del macizo rocoso:

1. Resistencia uniaxial del macizo rocoso. Ver Tabla 8.
2. Espaciamiento de discontinuidades. Ver Tabla 9.
3. Condiciones de discontinuidades. Ver Tabla 10 y 11.
4. Condiciones hidrogeológicas. Ver tabla 12 y 13.
5. Grado de fracturación en términos del RQD. Ver Tabla 14.

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

Tabla 8 Resistencia a compresión simple de acuerdo al ensayo uniaxial.

Indice del ensayo de carga puntual (MPa)	Resistencia a compresión simple RCS (Mpa)	Puntaje
> 10	> 250	15
4 - 10	100 - 250	12
2 - 4	50 - 100	7
1 - 2	25 - 50	4
-	5 - 25	2
-	1 - 5	1
-	< 1	0

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 9 Espaciamiento de discontinuidades.

Espaciamiento (m)	Puntaje
> 2	20
0.6 - 2.0	15
0.2 - 0.6	10
0.06 - 0.2	8
< 0.06	5

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 10 Condiciones de discontinuidades (Rugosidad).

Descripción	Puntaje
Superficies muy rugosas, de poca extensión, paredes de roca resistente.	30
Superficies poco rugosas, apertura menos a 1 mm, paredes de roca resistente.	25
Idem anterior, pero con paredes de roca blanda.	20
Superficies suaves o relleno de tabla 1 a 5 mm de espesor o apertura de 1 a 5 mm, las discontinuidades se extienden por varios metros.	10
Discontinuidades abiertas, con relleno de tabla de más mm de espesor o apertura de más de 5 mm, las discontinuidades se extienden por varias metros.	0

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 11 Condiciones de discontinuidades (Rugosidad). Para considerar en la tabla 10.

Longitud discontinuidad	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
(persistencia)	6	4	2	1	0
Abertura (mm)	Nada	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Levemente rugosa	Lisa	Pulida
	6	5	3	1	0
Tipo de relleno	Nada	Resistente > 5 mm	Resistente < 5 mm	Blando > 5 mm	Blando < 5 mm
	6	4	2	2	0
Intemperización	Inalterada	Levemente alterac.	Moderada alterac.	Muy alterada	Descompuesta
(alteración)	6	5	3	1	0

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 12 Condiciones hidrogeológicas.

Filtración por cada 10 m de longitud de tunel (L/min)	Presión del 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

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 13 Corrección por orientación de discontinuidades.

Evaluación de la influencia de la orientación para la obra.	Puntaje para túneles	Puntaje para cimentaciones
Muy favorable	0	0
Favorable	-2	-2
Medio	-5	-7
Desfavorable	-10	-15
Muy desfavorable	-12	-25

Fuente: Bieniawski, 1989.

b) Factor de Seguridad

La estabilidad de los taludes se cuantifica a través del factor de seguridad, el cual representa la relación existente entre las fuerzas resistentes y las actuantes.

Para identificar el factor de seguridad, se utilizó el software Slide (Rocscience.com software Slide), que genera el factor de seguridad dentro del talud, para este es necesario conocer las características que rodean al manto de caliza como piso y techo de estos.

2.4.2 Trabajo de gabinete

Comprende las actividades de recopilación y clasificación sistemática de la información de campo, elaboración de planos, modelos de estabilidad utilizando programas como el Slide, evaluación de los resultados de los ensayos y modelos geotécnicos.

CAPÍTULO III. RESULTADOS

3.1 UBICACIÓN DE LA MINA RESURRECCIÓN

La Mina Resurrección ocupa un área de la Concesión Minera con código N° 010036192, se encuentra ubicada en el Caserío Frutillo Bajo, Distrito de Bambamarca, Provincia de Hualgayoc y Departamento de Cajamarca. Esta Mina cuenta con autorización de inicio de operaciones y aprobación de Plan de Minado, mediante Resolución Directoral Regional N° 139-2010-GR-CAJ/DREM, de fecha 12 de Agosto de 2010.

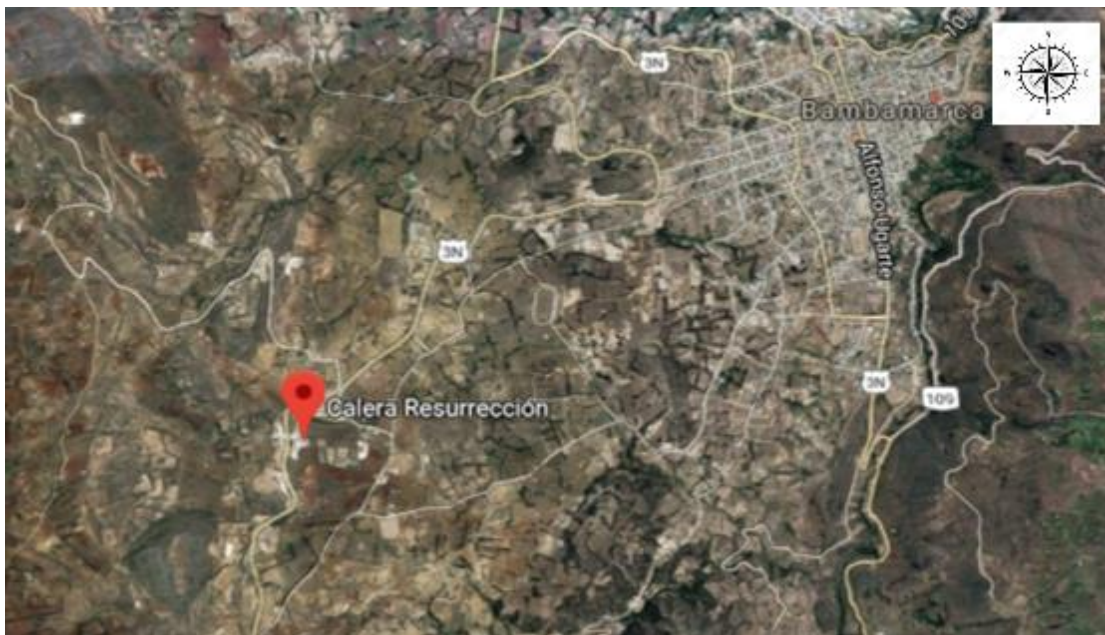


Figura 2 Foto satelital de la ubicación de la Calera Resurrección.

Fuente. Google Maps.

3.2 GEOLOGÍA LOCAL

Las calizas que se encuentran en la cantera, se caracterizan por ser micríticas de color marrón grisáceo (ver figura 3), con vetillas de calcita muy compactas. En superficie se presenta muy fracturada (las fracturas se encuentran rellenas con material arcilloso) y alterada, en estratos medianos (0.6 m – 4.0 m de espesor) con rumbo N80°O y buzamiento 15°SO. Tiene un espesor total de 60 m aproximadamente. Estratigráficamente pertenece a la Formación Cajamarca.



Figura 3 Calizas micríticas marrón grisáceas, con vetillas de calcita .

Fuente: Elaboración propia, 2018.

3.3 CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO

a. Ensayo de Compresión Simple

Tabla 14 Datos iniciales de compresión simple

DATOS DEL TESTIGO	M-1	M-2	M-3	M-4	M-5
ALTURA H (cm)	11.93	9.75	9.95	10.328	10.49
DIAMETRO (cm)	4.98	4.98	4.97	4.92	4.94
PESO MUESTRA (g)	528.30	509.50	518.90	516.80	520.10
Y (g/cm ²)	2.27	2.68	2.68	2.63	2.59
AREA (cm) ²	19.48	19.48	19.40	19.01	19.17
VOLUMEN (cm) ³	232.38	189.91	193.03	196.35	201.06

Fuente: Elaboración propia, 2018.

Tabla 15 Esfuerzo a la compresión simple del muestreo

	M-1	M-2	M-3	M-4	M-5	PROMEDIO
AREA (mm ²)	1947.82	1947.82	1940.01	1901.17	1916.66	
CARGA (N)	98700	127300	89500	108500	91000	
ESFUERZO (Mpa)	50.67	65.36	46.13	57.07	47.48	53.34

Fuente: Elaboración propia, 2018.

Analizando los esfuerzos para cada muestra (ver Tabla 16), el esfuerzo máximo promedio a la compresión simple del macizo rocoso es 53.34 Mpa; De acuerdo al estudio de (Suárez, 1998), este valor se puede catalogar al macizo rocoso con una Competencia de la roca (resistencia a la compresión simple) de MEDIANA.

b. Ensayo de Compresión Simple

Tabla 16 Resultados ensayos de Compresión Simple.

Proyecto bancos múltiples descendentes en la explotación de caliza en la Empresa Resurrección SRL																			
Fecha de ensayo	Ubicación de muestreo	Tipo Roca/Alteración.	Coordenadas			Muestra		Altura	Longitud	Ancho Prom.	Fuerza	Tipo de Fractura	Diámetro Equivalente	Ind. Carga Puntual Is	Ind. Carga Puntual Is (50)	UCS	ISRM	Resultado del Ensayo	Ensayado por
						Código	N° Muestra												
			Este	No rte	Banco	(cm)	(cm)	(cm)	(kN)										
24-Oct-18	PIT ESTE/POLIGONO 382009002	caliza	770961	9 260 865	2920	A-01	M-1	5.77	10.46	68.90	145.27	M	506.18	2.87	5.65	135.53	R5	BUENO	Carlos Manosalva
25-Oct-18	PIT ESTE/POLIGONO 382009002	caliza	770961	9 260 865	2920	A-02	M-2	5.20	14.80	76.85	100.55	M	508.81	1.98	3.90	93.61	R4	BUENO	Carlos Manosalva
26-Oct-18	PIT ESTE/POLIGONO 382009002	caliza	770961	9 260 865	2920	A-03	M-3	5.20	14.80	69.40	116.10	M	459.49	2.53	4.87	116.90	R5	BUENO	Carlos Manosalva
27-Oct-18	PIT ESTE/POLIGONO 382009002	caliza	770961	9 260 865	2920	A-04	M-4	5.20	14.80	91.40	85.55	M	605.15	1.41	2.89	69.31	R4	BUENO	Carlos Manosalva
28-Oct-18	PIT ESTE/POLIGONO 382009002	caliza	770961	9 260 865	2920	A-05	M-5	5.20	14.80	76.90	95.29	M	509.14	1.87	3.68	88.42	R4	BUENO	Carlos Manosalva
29-Oct-18	PIT ESTE/POLIGONO 382009002	caliza	770961	9 260 865	2920	A-06	M-6	5.20	14.80	79.45	95.08	M	526.03	1.81	3.59	86.21	R4	BUENO	Carlos Manosalva

promedio **98.33** R4

ISRM	Estimated UCS (Mpa)	PLI (MPa)	Termino
R0	0.25 - 1	-	Extremadamente Débil
R1	1.0 - 5.0	-	Muy Débil
R2	5.0 - 25	-	Débil
R3	25 - 50	1 - 2	Medianamente Dura
R4	50 - 100	2 - 4	Dura
R5	100 - 250	4 - 10	Muy Dura
R6	> 250 Mpa	> 10	Extremadamente Dura

H	Alto del bloque irregular	
L	Longitud del bloque irregular	
W1	Ancho 1 del bloque irregular	
W2	Ancho 2 del bloque irregular	
W	Ancho promedio	
P	Fuerza aplicada suficiente para romper la muestra.	
Tipo de Fractura	M	Ruptura en por la Matriz de la roca (ensayo aceptable)
	E	Ruptura por estructura de la roca (ensayo no aceptable)

Fuente: Elaboración propia, 2018.

Según los datos experimentales de carga puntual, el esfuerzo máximo promedio (UCS) a compresión es de 98.33 MPa, mostrando como característica general, una resistencia a la compresión simple de una roca R4, DURA.

Cabe aclarar que este dato No es recomendable para la caracterización del macizo rocoso, debido a que el equipo presentó defectos para esta prueba, por lo que se debe catalogar como un grado medio, es decir una roca R3, MEDIANAMENTE DURA.

c. Caracterización de discontinuidades

Orientación

Para la caracterización de las discontinuidades se tomaros 200 diaclasas. Se determinó tres familias de diaclasas con dirección de buzamiento y una estratificación.



Figura 4 Pared para el levantamiento de diaclasas (Estación)

Fuente: Elaboración propia, 2018.

Tabla 17 Ubicación de la estación.

FORMACIÓN	CAJAMARCA	
COORDENADAS UTM PSAD 56, ZONA 14 F	NORTE	9 260 865
	ESTE	770 961
	COTA	2925

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 18 Orientación de Discontinuidades

ETIQUETA	TREND/PLUNGE	DIP/DIP DIRECTION
Estratificación	159/80	10/339
Familia Diaclasas 1	106/11	79/286
Familia Diaclasas 2	165/8	82/345
Familia Diaclasas 3	193/11	79/13

Fuente: Elaboración propia, 2018.

Espaciado:

En una longitud de 3 m se contaron 6 diaclasas, es decir, una separación promedio de 50 cm, por lo cual se pueden describir como moderadamente juntas.

Rugosidad:

En las discontinuidades estudiadas se presentaron dos descripciones: ondulada rugosa (4) y ondulada lisa (5).

d. Índice de calidad de la roca (RQD).

En el área de estudio no se contó algún testigo con recuperación de núcleo para realizar el RQD lineal, por lo que se procedió a realizarlo en diferentes puntos de control y obtenerlo de manera volumétrica. Ver tabla 20.

Tabla 19 Conteo de fracturas en 1 m³

Bloque	Número de fracturas
Control 1	11
Control 2	10
Control 3	12
Control 4	10
Control 5	12
Control 6	11
Control 7	13
Control 8	10
Promedio	11.13

Fuente: Elaboración propia, 2018.

Por lo tanto, utilizando la fórmula de Deere se estima la calidad de la roca RQD:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

$$RQD = 115 - 3.3(11.13) = 78.271 \%$$

De acuerdo al valor encontrado y observando la tabla 5, se determina que la **CALIDAD DE LA ROCA ES BUENA** (RQD se encuentra entre 75 y 90 %).

e. Ley de CaO en la roca caliza

Los resultados de estos análisis son mostrados en la tabla 21.

Tabla 20 Resultados de Laboratorio Químico.

Muestra	CaO %	Reactividad	LQI	Granulometría	
				< - 4" + 1"	< - 1"
M-1	98.12	Media	2 a 4 %	87%	15.20%
M-2	97.76	Media			
M-3	97.87	Media			
Promedio	97.92				

Fuente: Polimetals Labs EIRL

La caliza del área de estudio de la Empresa Resurrección, muestra un contenido promedio de CaO disponible del 97.92 %, con una reactividad media, un LQI (pérdidas por calcinación) del 2 a 4 % y un % retenido en la malla + 1" del 87%. Ver anexo 6.

3.4 CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA Y GEOTÉCNICA

a) Clasificación geomecánica RMR

Según la tabla 22 de parámetros de clasificación geomecánica RMR se obtuvo la siguiente puntuación:

Tabla 21 Clasificación geomecánica RMR

Parámetros	Valores	Puntuación
1. Resistencia uniaxial del macizo rocoso (Mpa)	53.34	7
2. Separación de discontinuidades (m)	0.2 - 0.6	10
3. Estado de discontinuidades (mm)	0.5 - 2.5	10
4. Condiciones hidrogeológicas	0	12
5. Grado de fracturación en términos del RQD.	78.271	17
Puntuación Total Parcial		56
Corrección Orientación de discontinuidades		-5
Puntuación Total		51

Fuente: Elaboración propia, 2018.

De acuerdo con la puntuación final obtenida para la clasificación RMR la roca se clasifica en Clase III con una calidad regular, cohesión de 200 a 300 Kpa y un coeficiente de fricción entre 25° y 35°

b) Factor de Seguridad

En este caso tenemos un valor del factor de seguridad para el talud final de 1.479 (ver Figura 15), lo cual es un valor aceptable para este tipo de explotación teniendo en cuenta las consideraciones que este talud presenta.

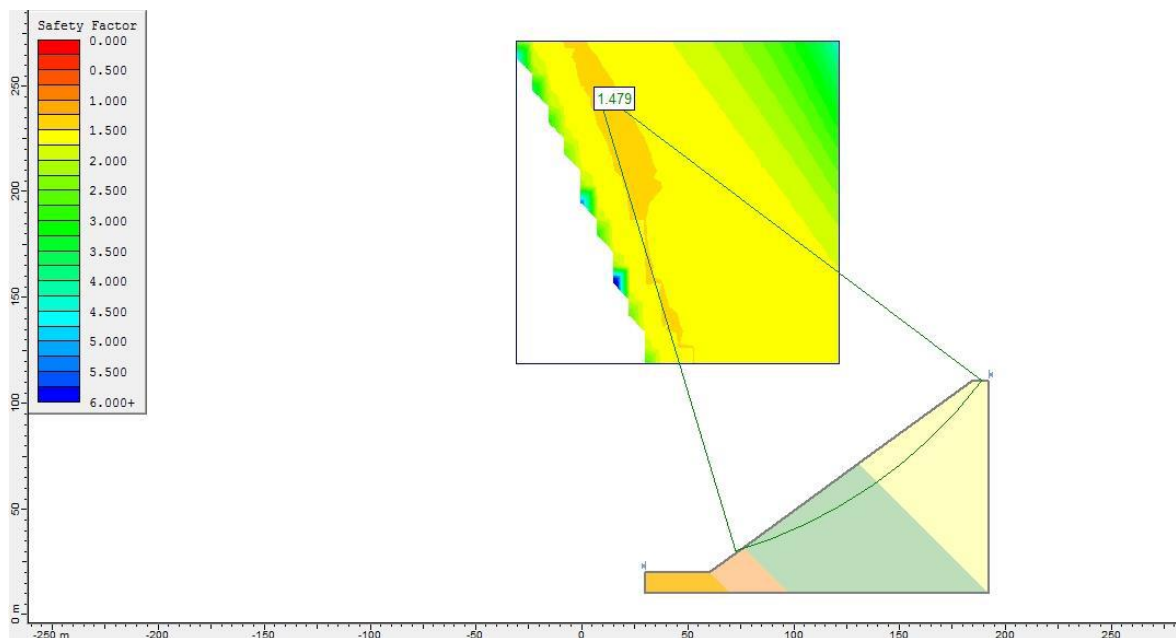


Figura 5 Cálculo del factor de seguridad Software Slide (Método de Janbú)

Fuente: Elaboración propia.

3.5 PARÁMETROS GEOMÉTRICOS

a. Altura del banco (H):

Es la distancia vertical entre la cresta del banco y el pie del banco, dada por las especificaciones de la maquinaria y equipos a utilizar. Para el diseño de la altura de los bancos, se tiene en cuenta el alcance máximo de corte superior de la excavadora CAT 312D. Se plantea bancos de 10 metros de altura, en forma secuencial tipo gradas con un ancho de minado de 28 metros en promedio (potencia de veta), para llegar en profundidad a 60 m en promedio.

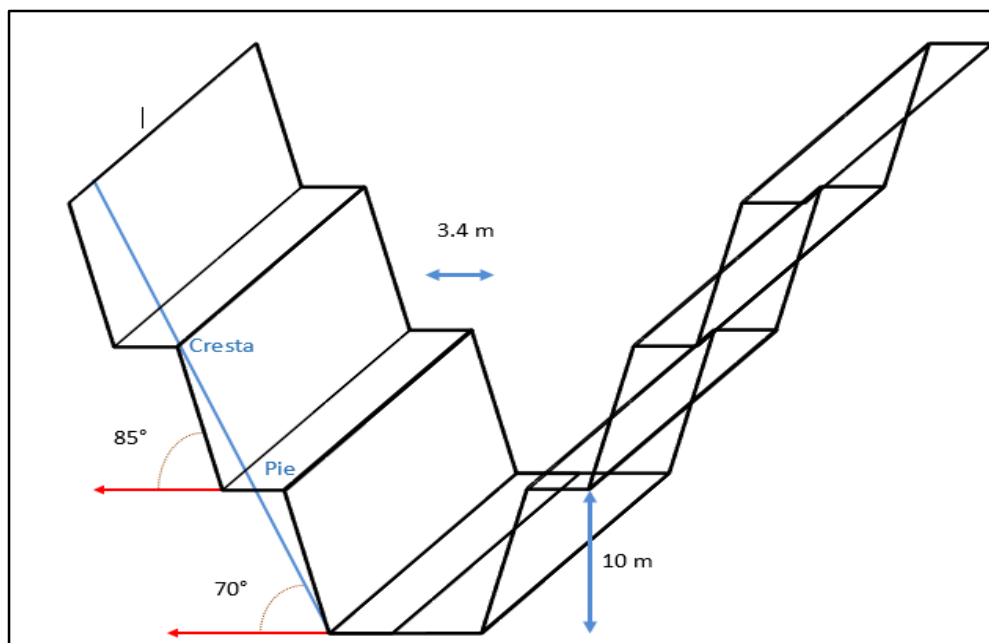


Figura 6 Diseño de bancos secuenciales

Fuente: Elaboración propia.

b. Parámetros del diseño de tajo

El tajo se localiza en la parte Este de la Planta de Beneficio, y está diseñado para minar una estructura de tipo anticlinal teniendo la profundidad máxima del tajo en el nivel 2860, con altura de banco de 10 metros y ancho de banco 3.4 metros, formando con esto taludes generales del tajo de 70 grados, que dan la máxima recuperación que se puede obtener, ya que si se aumenta el ángulo podría convertirse en taludes inestables. Para los taludes particulares se ha diseñado con

ángulos de 85 grados, esto es debido a que en operación se busca la vertical sin embargo por experiencias en otras calizas no siempre se logran y el ángulo de 85 es muy común y estable. Los caminos interiores de la cantera para acarreo en niveles y rampas tienen un ancho de 15 metros, teniendo dos metros como berma y un metro como canal para captación de agua y los restantes 12 metros para camino de doble circulación ya que los vehículos más grandes que se consideran para esta operación son los camiones volquetes SINOTRUK HOWO 6x4 modelo WD615.47 con capacidad de 10 TM, con ancho de 3 metros y la relación que se usa para diseño es 3.5 veces el ancho del vehículo y el radio de giro mínimo que será utilizado será de 24 metros.

Tabla 22 Parámetros de diseño del tajo

Parámetros	Valor
Taludes de la cresta al pie del tajo	80 - 85 °
Talud de banco Este	80 °
Talud de banco Oeste	70 °
Altura de banco	10 m
Ancho de berma	4 m
Ancho de la rampa	12 m
Gradiente de la rampa	10%
Talud general de diseño	70 °
Ancho del camino	15 m
Gradiente del camino	8 a 10 %

Fuente: Elaboración propia.

El diseño del talud final del tajo se definió basándose en los resultados de las pruebas geotécnicas, así como en la caracterización particular de la zona.

Las rampas dentro del tajo abierto han sido diseñadas con un ancho de 14 metros y una gradiente típica de 10 %. En ciertas secciones menores, hay gradientes que llegan a tener entre 10 y 12%. Los caminos de acarreo desde el tajo abierto hasta la zona de almacenamiento de desmonte, tendrán aproximadamente 10 metros de ancho, más espacio adicional para bermas y cunetas de drenaje.

c. Ancho de la banqueta

La dimensión es de 3.4 metros con un ancho de minado de 28 metros. Ver Figura 6.

d. Diseño de bancos múltiples descendentes

El método planteado con bancos múltiples descendentes en la Mina Resurrección, necesita de ciertas características que ya se tienen en el cuerpo mineralizado a explotar: la topografía inicial del terreno, el buzamiento de los estratos que son relativamente verticales y la consideración de un ancho 12 metros para el estrato económico C-3 y de 8 m para el estrato económico C-4. Ver figura 7.

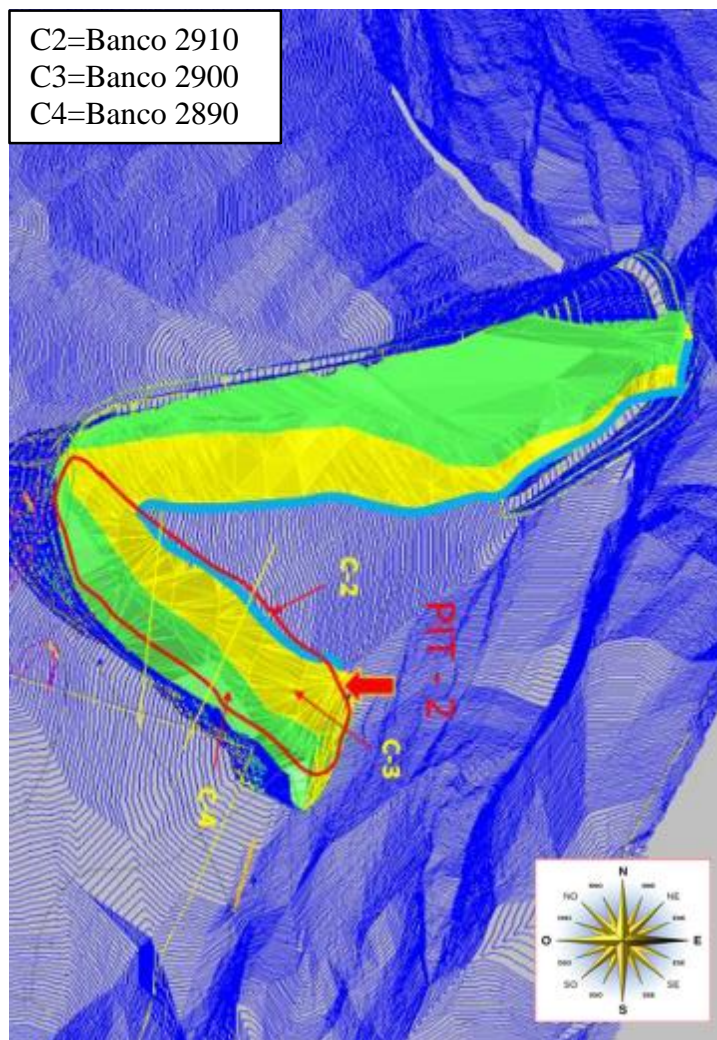


Figura 7 Diseño de bancos múltiples descendentes

Fuente: Elaboración propia.

En la figura 8 se observa que, el cuerpo calcáreo comienza su explotación con la apertura de una zanja desplazándola desde el banco de nivel medio (C4) llevando desde el lado Nor-Este y con un avance perpendicular a la estructura, subiendo con la superficie topográfica y manteniendo el piso en el nivel correspondiente, lo que ira aumentando la altura de banco hasta llegar al contacto de C3 y C2 que será el límite final del tajo. Con este tipo de cortes se tendrá expuestas las unidades de interés económico de manera que se verán en su potencia real, esto servirá para tener una mejor selectividad del depósito además de tener dos caras libres para voladura en el mismo banco.



Figura 8 Apertura de bancos en el área de minado

Fuente: Elaboración propia.

Para los taludes particulares se diseña con ángulos de 85 grados, esto es debido a que en operación se busca la vertical sin embargo por experiencias en otras calizas no siempre se logran y el ángulo de 85 es muy común y estable.

3.6 DISEÑO DE OPERACIONES

Debido a que los afloramientos corresponden a estratos calcáreos que se encuentran visiblemente expuestos, la explotación se realiza a tajo abierto donde primero se realiza un pequeño desbroce o limpieza y luego la explotación se realiza en forma directa. El método de explotación corresponde a un diseño de minado establecido por una malla de perforación, que permite una fragmentación del macizo rocoso hasta 0.80 metros, que permita el ingreso a la parrilla de chancado. Este método de explotación generará bancos múltiples descendentes y taludes, que se ejecutarán basados en la

geomecánica y en el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (DS N° 023-2017-EM).

1) CICLO DE MINADO

Consta de las siguientes operaciones (Ver Figura 9):

A. PERFORACIÓN

Para lograr el arranque de la roca es necesario realizar perforaciones de taladros de 10 metros en promedio y con diámetros 3 ½". La malla de perforación y voladura calculada previamente en función a las características del macizo rocoso, será de 3.5 m x 4.5 m (malla triangular), el mismo que se ajustará chequeando los resultados de la fragmentación de la roca después de la voladura. Ver Tabla 23.

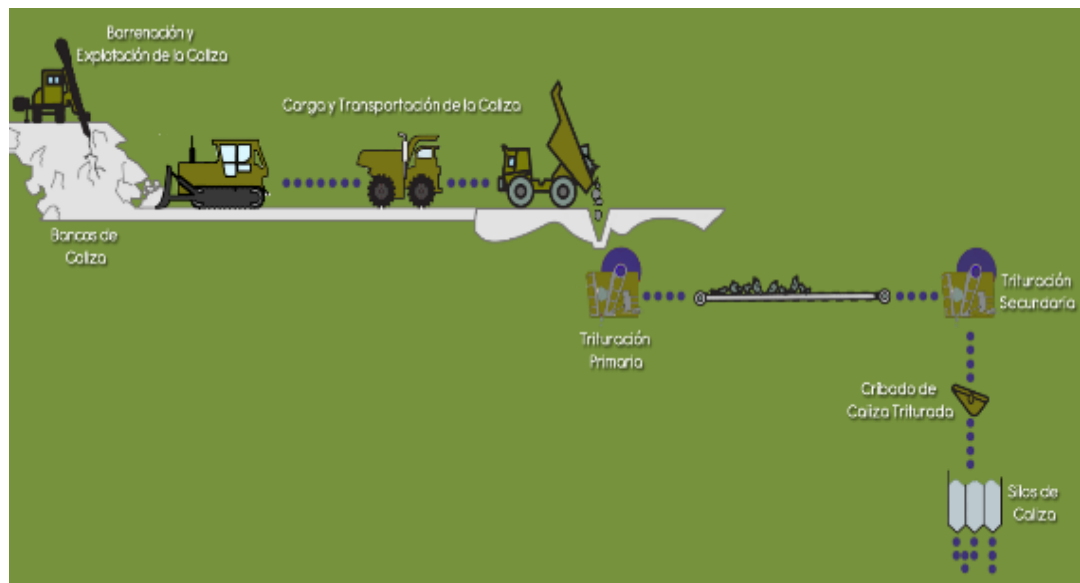


Figura 9 Ciclo de minado explotación de caliza

Tabla 23 Parámetros Operativos de perforación

Parámetros Operativos de perforación		
Burden	m	3.5
Espaciamiento	m	4.5
Altura de banco	m	10
Sobreperforación	m	10%
Longitud del taladro	m	11
Densidad de mineral in situ	TM/m ³	2.6
Diámetro de perforación	pulgadas	3.5
Ciclo de perforación por taladro		
Penetración	min	21
Limpieza de taladro	min	2
Traslado y ajuste	min	2
Demoras Operativas	%	5%
Total ciclo de perforación/taladro	min	26.25
Velocidad de perforación	m/h	24

Fuente: Elaboración propia.

En la zona estéril se puede hacer uso de la malla de perforación hasta 4.5 m x 5.0 m con trazos triangulares.



Figura 10 Diseño de espaciamiento y burden según malla

Fuente: Elaboración propia.



Figura 11 Esquema de la malla de perforación

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 24 Datos de parámetros de perforación

DESCRIPCIÓN	ESPECIFICACIÓN	SIMBOLO	DATOS
	Bordo	B	3,5
	Espaciamiento	E	4,5
	Altura de banco	H	10
	Densidad	&	2,6
RESULTADOS			
Tonelaje por taladros	Tt (tonelaje x taladro)		410
Tonelaje a remover por metro perforado	Tmp		41
Total mineral volado	ton		11 000
Numero de taladros			27
Metros barrenados por periodo	m (Día)		90
Área sometida a perforación	m ²		405
Total días de barrenación	días		3.5

Fuente: Elaboración propia.

B. VOLADURA

Se aplicará la operación de voladura con el propósito de fragmentar el macizo rocoso, en porciones de roca de tamaños más pequeños, mediante el empleo de agentes explosivos; estos fragmentos deben ser extraídos por la excavadora CAT 312D para continuar con el proceso.

En base a las especificaciones matemáticas de FAMESA, se definieron los parámetros más importantes como el burden y espaciamento dentro de la explotación de la cantera de la Empresa Resurrección SRL. Ver Tabla 25.

Tabla 25 Parámetros de perforación

Descripción	Datos	Unidad
Burden	3,50	m.
Espaciamento	4,50	m.
Diámetro de perforación	3,50	Pulg.
Sobre perforación	1,00	m.
Taco	3,00	m.
Longitud total del taladro	11,00	m.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 26 Parámetros de roca

Descripción	Datos	Unidad
Mineral a explotar	Caliza	-
Fórmula química	Ca (CO) ³	-
Tipo de roca	Sedimentaria	-
Densidad	2,60	Tn/m ³
Dureza	3,50 – 4,00	Esc. Mohs

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 27 Indicadores de voladura

Descripción	Datos	Unidad
Toneladas por taladro	410,00	Tn
Kg Explosivo por taladro	42,45	Kg
Factor de potencia	0,12	Kg/Tn
Nro. de taladros por voladura	27,00	Tal
Tonelaje por voladura	11 000,00	Tn

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 28 Parámetros de un taladro

Descripción	Datos	Unidad
Diámetro del taladro	3,50	Pulg.
Altura de banco	10,00	m.
Sobre perforación	1,00	m.
Longitud total	11,00	m.

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo a la Tabla 29, se puede resaltar que el diámetro de perforación utilizado es de 3 ½”; la longitud total de un taladro perforado debe de ser de 11 m, con la finalidad de poder llevar la homogeneidad de los pisos en la cantera.

C. CARGUÍO Y ACARREO

La caliza fragmentada producto de la voladura, es cargada y transportada desde los distintos bancos de explotación hacia la planta de beneficio; para lo cual se dispone de en una excavadora CAT 312D y camiones volquetes SINOTRUK HOWO 6x4 modelo WD615.47 con capacidad de 10 TM. Ver Figura 12.



Figura 12 Equipo de carguío y acarreo en la cantera

Fuente: Elaboración propia.

Este proceso se resume en la siguiente secuencia:

- ✓ Preparación de la zona de trabajo.
- ✓ Posicionamiento de equipos.
- ✓ Retirar el material volado desde la frente de trabajo (carguío).
- ✓ Traspaso del material al equipo de transporte dispuesto para el traslado.
- ✓ Transporte del material al área de chancado.
- ✓ Descarga del material.
- ✓ Retorno del equipo de transporte al punto de carguío (si es que requiere su retorno).

La maquinaria a utilizar es alquilada, por lo que cotizando equipos de la línea amarilla de empresas especializadas se ha realizado la recopilación de información para negociar un posible alquiler.

Tabla 29 Costo de alquiler de equipos línea amarilla

Descripción	Costo por hora (S/hora)
Excavadora CAT 312 D	300.00
Martillo CAT	340.00
Tractor CAT	295.00

Fuente: Elaboración propia, 2018.

C.1 Parámetros Operativos de Carguío

El material volado de mineral o desmonte es cargado con una excavadora de CAT 312 D, cuyo ciclo de carguío es de 4.0 minutos, debiendo realizar 12 pases para cargar a los equipos de acarreo que son de 20 m³. Los parámetros de estimación de equipo y horas máquina, se muestra en la Tabla 31.

Tabla 30 Parámetros Operativos de Carguío

PARAMETROS OPERATIVOS DE CARGUIO		
Equipo de carguío	Excavadora CAT 312D	
	Unidad	Total
Capacidad de cuchara	m ³	2.4
Factor de carga	%	100
Ciclo de carguío		
	Cargado	seg 8.00
	Traslado lleno	seg 6.00
	Descarga	seg 3.50
	Traslado vacio	seg 5.00
	Tiempo fijo	seg 2.00
Ciclo carguío/pasada	min	0.35
Nº pases volquete de 20 m ³	Nº	12
Tiempo de carguío total	min	4.20

Fuente: Elaboración propia, 2018.

C.2 Parámetros Operativos de acarreo

El acarreo de mineral del tajo al área de chancado se realiza con volquetes de 20 m³, utilizando rampas principales, con pendientes de 10%, adecuado para el tránsito de los volquetes. Estos equipos se desplazan por los accesos de transporte, desde los puntos de carguío hacia los puntos de descarga (zona de chancado) y viceversa. Los rendimientos se presentan en la Tabla 32.

Tabla 31 Parámetros Operativos de Acarreo

PARAMETROS OPERATIVOS DE ACARREO	
Tiempos del ciclo de operación	
Operación	Tiempos (min)
Carguío a volquete	4.20
Acarreo a tolva de gruesos	3.50
Descarga en la tolva	3.00
Retorno a la zona de carguío	3.00
Stand by - Parqueo	1.00
Tiempo total de ciclo	14.70

Fuente: Elaboración propia, 2018.

D. CHANCADO

El chancado es la operación unitaria en el cual se hace la fragmentación de la roca proveniente de cantera producto de la voladura. El material volado hasta un tamaño de 0.60 m ingresa a la trituradora de mandíbulas. Esta etapa tiene varias sub etapas, por lo que luego de este chancado el mineral es clasificado en la zaranda SANDVIK QA450, donde se separan los fragmentos entre ¼” a ¾” para depositarlos en un stock pile y darles un uso adecuado; el material menor a ¼” no será utilizado y será depositado en el botadero, por su reducido tamaño que afecta en el proceso de calcinación. La cantidad de caliza chancada es de 800 TM/día.

La piedra caliza con granulometría mayor a 1” y menor a 3 ½”, es cargado por el cargador frontal a los volquetes para su traslado a la Planta de Cal.

2) TIPOS DE ACCESOS

En el área de operaciones, primero se acondiciona la vía hacia la zona del proyecto y acceso al cuerpo mineralizado, luego se levanta con topografía el área de trabajo y se realiza la delimitación de límites minables. Ver figura 13

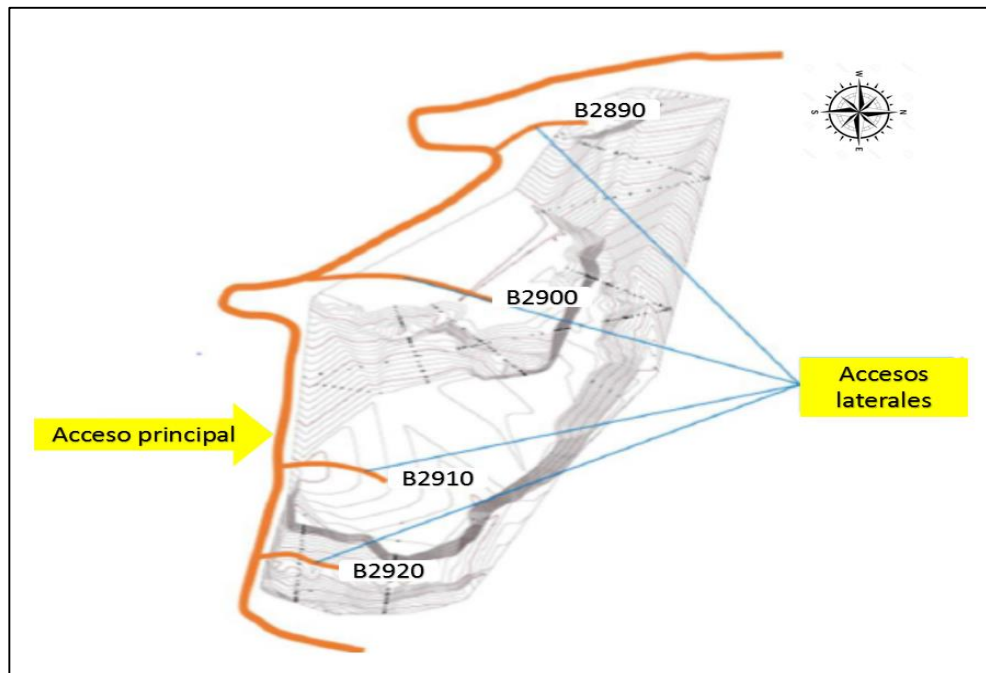


Figura 13 Acceso principal y auxiliares laterales

Fuente: Elaboración propia.

Luego se construyeron el acceso principal y auxiliares laterales alternas, para el transporte de la caliza hacia la planta, de igual manera se realizó para el desmante los accesos al botadero. La distancia se consideró a 300 metros como máximo entre estos y se calculó las gradientes promedio no mayores a 10% en estas vías.

Accesos auxiliares laterales y frontales

Los accesos auxiliares laterales propios de cada banco, utilizados en los primeros días de la plataforma para dar acceso a la maquinaria y equipo de acarreo, son eventuales; esto es debido a medida que se profundiza, la pendiente es cada vez mayor (se utilizó como pendiente máxima 10%), posteriormente se utilizará el acceso auxiliar frontal del banco siguiente, y así se puede combinar ambos, según la necesidad de la operación y el traslado de equipos, pero básicamente para el acarreo es favorable utilizar el acceso frontal el cual debe comunicar con las vías principales y alternas. Ver Figura 14.



Figura 14 Accesos al área de explotación

Fuente: Elaboración propia.



Figura 15 Excavadora CAT 312D y volquetes SINOTRUK HOWO

Fuente: Elaboración propia.

3) PROGRAMA DE PRODUCCIÓN

El proceso de calcinación en los hornos, hace un requerimiento de roca caliza con las especificaciones mencionadas en la Tabla 33.

Tabla 32 Especificaciones de la roca caliza

DESCRIPCIÓN	REQUERIMIENTO	UNIDAD DE MEDIDA
Carbonato de calcio	> 92.50	%
Sílice	< 4.50	%
Granulometría	> 1/2" y < 3 1/2"	Pulgadas

Fuente: Elaboración propia.

Por otro lado, en la Tabla 34 se muestran datos del programa de producción mensual, donde se observa la producción diaria programada de 1230 TM, el factor de recuperación de la planta de trituración del 65%, lo cual proporcionaría 799.50 TM; disponible para la calcinación en los hornos por día de operación, con lo cual se cumplirían ampliamente los requerimientos necesarios.

Tabla 33 Programa de producción mensual de roca caliza

DESCRIPCIÓN	REQUERIMIENTO	UNIDAD DE MEDIDA
Producción diaria estimada	1230.00	%
Factor de recuperación	65	%
Toneladas diaria para hornos	799.50	TM
Días programados por mes	30	días
Producción mensual estimada	36900.00	TM
Toneladas mensuales para hornos	23985.00	TM

Fuente: Elaboración propia.

4) PERFORACIÓN

Teniendo en consideración la producción mensual de roca caliza, se tiene que considerar los parámetros de perforación plasmados en las Tablas 25 y 26, de tal manera que se estima la proyección mensual de perforación en mineral (Tabla 35), en la cual indica que para la producción de 36 900 TM de roca caliza se debe perforar 990 m/mes.

Tabla 34 Proyección mensual de perforación en mineral

DESCRIPCIÓN	DATOS	UNIDAD DE MEDIDA
Producción mensual estimada	36900.00	TM/mes
Toneladas por taladro	410	TM/taladro
N° taladros por mes	90	Taladro/mes
Metros perforados por taladro	11	m/taladro
Metros perforados por mes	990	m/mes

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo al análisis realizado se tiene que el rendimiento de la perforadora SANDVIK DX 800, es de 13 metros por hora de perforación con lo cual, indicaría que se dispondría 11 días en la perforación de mineral, que daría margen para continuar con la perforación en zonas de desmonte para la preparación de nuevos frentes. El ratio stripping desmonte/mineral es de 0.3; lo cual indica que para sacar una tonelada de mineral es necesario remover 0.3 toneladas de desmonte. Ver Tabla 33

Tabla 35 Proyecciones mensuales de perforación en mineral y desmonte en 7 horas trabajadas día

DESCRIPCIÓN	MINERAL	DESMONTE	TOTAL	UNIDAD DE MEDIDA
Metros perforados por mes	1000	300	1300	m/mes
Rendimiento de perforadora	13	13	13	m/hora
Horas de perforación por mes	76.92	23.08	100.00	hora/mes
Horas de perforación por día	7	7	7	hora/día
Días de perforación por mes	11	3.30	14.29	día/mes

Fuente: Elaboración propia.

Con las proyecciones realizadas en la perforación de mineral y desmonte, se tiene estimado utilizar la perforadora DX 800 un total de 27.13 días con los rendimientos correspondientes, lo cual indica que solo se necesita una sola perforadora para dar cumplimiento a lo planificado.

5) VOLADURA

Para la producción de las 36 900 TM/mes, se debe hacer la el cálculo de explosivos respectivo, con la finalidad de obtener la roca caliza en tamaños aceptables para su trituración. En la Tabla 33, se tiene las cantidades estimadas de explosivos y accesorios de voladura utilizados en un mes, tanto como para la producción de mineral y desmonte, teniendo en cuenta las condiciones operativas actuales.

Tabla 36 Explosivos y accesorios de voladura por mes

DESCRIPCIÓN	MINERAL	DESMONTE	TOTAL	UNIDAD DE MEDIDA
Producción mensual estimada	36900.00	11070.00	47970.00	TM
N° taladros por mes	90	28	118	Taladro/mes
Examon P	3780.00	1176	4956	kg
Booster 1 lb	90	28	118	Unidad
DNE Dual 25/500	90	28	118	Unidad
DNE 42 ms	6	2	8	Unidad
Mecha de seguridad	6	2	8	m
Fulminante N° 8	6	2	8	Unidad

Fuente: Elaboración propia.

3.7 COSTO DE OPERACIÓN

El costo de operaciones mina se ha estimado en US\$/TM de material extraído, que corresponden a un volumen de operación proyectado de 47 970 TM/mes por el método de bancos múltiples descendentes, según el ratio striping desmonte/mineral de 0.3

- **Costos equipos carguío**

Corresponde a equipos de alquiler a contratistas externos, los cuales se estiman disponer de su utilización en las operaciones. Ver Tablas 38 y 39.

Tabla 37 Costo de alquiler de equipos de carguío

DESCRIPCIÓN	N° EQUIPOS	COSTO POR HORA (S/.)	REQUERIMIENTO DE HORAS X DIA	COSTO DIARIO (S/.)	COSTO DIARIO (US \$)
Martillo CAT	1	340	6	2040.00	608.96
Excavadora CAT 312 D	1	300	8.5	2550.00	761.19
Tractor CAT D6	1	295	3	885.00	264.18
TOTAL				5475.00	1634.33
			1	DÓLAR:	3.35 NUEVOS SOLES

Fuente: Elaboración propia

- **Costos equipos de acarreo**

Para el acarreo de material a chancadora se requieren alquilar dos volquetes y uno más para limpieza de material fino calizo y material de rechazo. Ver Tabla 39.

Tabla 38 Costo de alquiler de equipos de acarreo

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD
Acarreo de Cantera a Chancado	2	volquete
Acarreo para limpieza de finos y material de rechazo	1	volquete
Total	3	volquete
Horas por día programadas	8	
Total de horas por día	24	
Costo por hora	60	US\$
Presupuesto diario de acarreo	1440	US\$
	4824	Soles

Fuente: Elaboración propia

- **Costo de perforación**

Para cumplir con el objetivo de 24 000 TM/mes, de material chancado para los hornos de calcinación se necesitan 118 barrenos perforados, cada uno con una altura de 11 metros, con los siguientes parámetros que a continuación se detalla. Ver Tablas 36 y 37.

Tabla 39 Parámetros de voladura

PARÁMETROS DE VOLADURA	CANTIDAD	UNIDAD
Espaciamiento	3.50	m
Burden	4.50	m
Altura de banco	10.00	m
Densidad de roca	2.60	TM/m ³
Toneladas por taladro	410.00	TM/Tal
Número de taladros para disparar por mes	118.00	Tal/Vol
Toneladas obtenidas	48380.00	TM/Vol

Fuente: Elaboración propia

Tabla 40 Costo de perforación

PERFORACIÓN	CANTIDAD	UNIDAD
Tonelaje mensual	48380.00	TM
Número de voladura por mes	4.00	
Número de taladros de mineral	90.00	tal
Factor de desbroce	1 : 0.3	
Número de taladros desmonte	28.00	tal
Total de taladros	118.00	tal
Longitud del taladro	11.00	m
Metros perforados	1298	m
Costo por metros perforado	3.00	US\$/m
Presupuesto de perforación	3894.00	US\$
	13044.90	Soles

Fuente: Elaboración propia

- **Costo de Voladura**

Se realiza el cálculo de los explosivos y agentes de voladura a utilizar en función del número de barrenos a detonar, y tomando en cuenta los parámetros ya definidos, ver Tablas 42 y 43.

Tabla 41 Costo total de voladura

VOLADURA	CANTIDAD	UNIDAD	PRECIO UNITARIO (US\$)	SUB TOTAL (US\$)
Total taladros	118.00	tal		
kg. explosivo por taladro	42.00	Kg anfo/tal		
Examon P	4956.00	Kg	0.83	4113.48
Booster 1 Lb	118.00	Unid.	3.9	460.20
DNE Dual 25/500	118.00	Unid.	4.83	569.94
DNE 42 ms	12.00	Unid.	4.17	50.04
Mecha de seguridad	12.00	m	0.20	2.40
Fulminante N° 8	8.00	Unid.	0.20	1.60
COSTO TOTAL EN US\$				5197.66
TIPO DE CAMBIO				3.35
COSTO TOTAL EN SOLES				17412.161

Fuente: Elaboración propia

Tabla 42 Costo por tonelada

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD
Tonelaje mensual	48380.00	TM
Kg de explosivo	4956.00	kg
Factor de potencia	0.10	kg/TM
Carga operante	42.00	kg/ret
Costo por voladura	17412.16	soles
Costo por tonelada	0.36	US\$/TM

Fuente: Elaboración propia

- Costo de combustible para equipos**

La cantera tiene generadores de electricidad que dan energía a todo el sistema de chancado, Ver Tabla 44 para el cálculo de sus costos de combustible.

Tabla 43 Costo de combustible para equipos

DESCRIPCIÓN	CONSUMO DIARIO (GAL)	DÍAS TRABAJADOS POR MES	CONSUMO DE COMBUSTIBLE MENSUAL	COSTO COMBUSTIBLE (SOLES)	COSTO COMBUSTIBLE DIARIO	COSTO MENSUAL (SOLES)	COSTO MENSUAL (US\$)
Generador QAS 500	100	23	2300	12	1200.00	27600.00	8238.81
Generador	8	23	184	12	96.00	2208.00	659.10
Cargador Frontal CAS	35	23	805	12	420.00	9660.00	2883.58
TOTAL	143	-	3289		1716.00	39468.00	11781.49

Fuente: Elaboración propia

- **Costos de mantenimiento de equipos**

Tabla 44 Costo de mantenimiento de equipos

DESCRIPCIÓN	COSTO (S/.)
Mantenimiento correctivo y preventivo de equipos	4500.00
Mantenimiento del sistema de chancado	4500.00
Mantenimiento del generador CUMMINS	3200.00
Mantenimiento de las mallas de la zaranda	5000.00
Combustible	48144.00
Mantenimiento de equipos de mina	16000.00
Mantenimiento de cargador frontal CASE 821F	3500.00
TOTAL	84844.00

Fuente: Elaboración propia

- **Costos en mano de obra**

Personal requerido para realizar los trabajos de acuerdo a su especialidad (ver Tabla 46)

- Laboratorio.
- Perforista.
- Operador cargador frontal.
- Operador cuarto de control.
- Mantenimiento.

Tabla 45 Costos de mano de obra

PROCESO	PERSONAL	SUELDO PROMEDIO (S/.)	SUB TOTAL (S/.)	BENEFICIOS SOCIALES (S/.)	BENEFICIOS SOCIALES (S/.)	SUELDO MENSUAL (S/.)	SUELDO MENSUAL (US\$.)
Mina	3	2000	6000	0.30	1800.00	7800.00	2328.36
Chancado	5	2000	10000	0.30	3000.00	13000.00	3880.60
TOTAL	8	2000	16000	-	4800.00	20800.00	6208.96

Fuente: Elaboración propia

- **Presupuesto anual de extracción**

Tabla 46 Estimado del Presupuesto anual de extracción

		AÑO 2019										
		ENERO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	TOTALES
Días laborables		21	20	23	22	21	23	21	22	22	21	
Días mes		31	30	31	30	31	31	30	31	30	31	
Tonelaje Mineral-Desmonte	TM	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	
Tonelaje Mineral	TM	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	428040.00
Tonelaje a hornos	TM	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	239850.00
Perforación	US\$	3894.00	3894.00	3894.00	3894.00	3894.00	3894.00	3894.00	3894.00	3894.00	3894.00	38940.00
Voladura	US\$	5197.66	5197.66	5197.66	5197.66	5197.66	5197.66	5197.66	5197.66	5197.66	5197.66	51976.60
Maquinaria	US\$	51431.82	51431.82	51431.82	51431.82	51431.82	51431.82	51431.82	51431.82	51431.82	51431.82	617181.84
Acarreo Chancado-botadero	US\$	37200.00	37200.00	37200.00	37200.00	37200.00	37200.00	37200.00	37200.00	37200.00	37200.00	446400.00
Sueldos mano de obra	US\$	1313.43	1313.43	1313.43	1313.43	1313.43	1313.43	1313.43	1313.43	1313.43	1313.43	13134.33
Sub total	US\$	99036.91	99036.91	99036.91	99036.91	99036.91	99036.91	99036.91	99036.91	99036.91	99036.91	1167632.77
Imprevistos 3%	US\$	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	35028.98
Mantenimiento 3%	US\$	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	2971.11	35028.98
Total	US\$	104979.13	104979.13	104979.13	104979.13	104979.13	104979.13	104979.13	104979.13	104979.13	104979.13	1237690.73
Costo por tonelada	US\$/TM	4.38	4.38	4.38	4.38	4.38	4.38	4.38	4.38	4.38	4.38	

Fuente: Elaboración propia

- **Presupuesto anual de chancado**

Tabla 47 Estimado del Presupuesto anual de chancado

		AÑO 2019												
		ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	TOTALES
Días laborables		21	20	23	20	23	22	21	23	21	22	22	21	
Días mes		31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	31	
Tonelaje Mineral	TM	36900.00	11070.00	47970.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	428040.00
Tonelaje a hornos	TM	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	287820.00
Chancado	US\$	11781.49	11781.49	11781.49	11781.49	11781.49	11781.49	11781.49	11781.49	11781.49	11781.49	11781.49	11781.49	141377.91
Acarreo a Planta de Cal	US\$	111600.00	111600.00	111600.00	111600.00	111600.00	111600.00	111600.00	111600.00	111600.00	111600.00	111600.00	111600.00	1339200.00
Sueldos mano de obra	US\$	3880.60	3880.60	3880.60	3880.60	3880.60	3880.60	3880.60	3880.60	3880.60	3880.60	3880.60	3880.60	46567.16
Sub total	US\$	127262.09	127262.09	127262.09	127262.09	127262.09	127262.09	127262.09	127262.09	127262.09	127262.09	127262.09	127262.09	1527145.07
Imprevistos 3%	US\$	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	45814.35
Mantenimiento 3%	US\$	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	3817.86	45814.35
Total	US\$	134897.81	134897.81	134897.81	134897.81	134897.81	134897.81	134897.81	134897.81	134897.81	134897.81	134897.81	134897.81	1618773.78
Costo por tonelada	US\$/TM	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	

Fuente: Elaboración propia

- **Costo por tonelada con el método de bancos múltiples descendentes**

Tabla 48 Estimado del costo por tonelada

		ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	PROMEDIO
Días laborables		21	20	23	20	23	22	21	23	21	22	22	21	
Días mes		31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	31	
Tonelaje Mineral-Desmonte	TM	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	47969.36	
Tonelaje Mineral	TM	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00	36900.00
Tonelaje a hornos	TM	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00	23985.00
Perforación	US\$/TM	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08
Voladura	US\$/TM	0.11	0.11	0.11	0.11	0.11	0.11	0.11	0.11	0.11	0.11	0.11	0.11	0.11
Maquinaria	US\$/TM	1.07	1.07	1.07	1.07	1.07	1.07	1.07	1.07	1.07	1.07	1.07	1.07	1.07
Acarreo Chancado-botadero	US\$/TM	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78
Chancado	US\$/TM	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32
Acarreo Planta	US\$/TM	4.65	4.65	4.65	4.65	4.65	4.65	4.65	4.65	4.65	4.65	4.65	4.65	4.65
Sueldos mano de obra	US\$/TM	0.16	0.16	0.16	0.16	0.16	0.16	0.16	0.16	0.16	0.16	0.16	0.16	0.16
Sub total	US/TM	7.17	7.17	7.17	7.17	7.17	7.17	7.17	7.17	7.17	7.17	7.17	7.17	7.17
Imprevistos 3%	US\$/TM	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22
Mantenimiento 3%	US\$/TM	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22
Costo por tonelada	US\$/TM	7.60	7.60	7.60	7.60	7.60	7.60	7.60	7.60	7.60	7.60	7.60	7.60	7.60

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1 Discusión

La investigación de Contenido J. y Pinto C. (2014) concluye de acuerdo a los parámetros establecidos para la selección del método de explotación se determinó que el método más apropiado corresponde a Bancos Escalonados Descendentes, el cual permite alcanzar rendimientos, capacidad de producción y seguridad durante y después de terminada la etapa de explotación. En su investigación mencionan que, para la selección del método de explotación óptimo se analizaron las características del depósito de caliza como la geometría, topografía, propiedades físicas y geomecánicas.

Por lo que se puede afirmar que existe la influencia del diseño de bancos múltiples descendentes en la explotación de caliza, lo cual se demuestra de los análisis realizados de las muestras de la Mina Resurrección, se concluye que la calidad de estas calizas es buena para la elaboración de óxido de calcio, lo cual se demuestra de acuerdo a la puntuación final obtenida para la clasificación del macizo rocoso según Bienawski 89, la roca se clasifica en Clase III con una calidad regular, un RQD de 78.271%. Analizando los esfuerzos para cada muestra, el esfuerzo máximo promedio a la compresión simple del macizo rocoso es 53,34 Mpa. De acuerdo al estudio de (Suárez, 1998), este valor se puede catalogar al macizo rocoso con una Competencia de la roca (resistencia a la compresión simple) de MEDIANA.

La reducción de los costos operativos en el desarrollo de bancos secuenciales se debe a la mejor selección de leyes con un factor de desbroce de 1: 0.30 con muy poca dilución de mineral ya que se trabaja realizando las voladuras sobre mineral.

Las características favorables del yacimiento como son: la demarcación definida de la zona C-3, la topografía favorable, el rumbo, buzamiento y potencia del manto definido.

El Cumplimiento del requerimiento de 1 230 TM/día para los hornos de calcinación, con calidad de ley de 97.92% de CaO, con una reactividad media, un LQI del 2 a 4 % y un % retenido en la malla + 1” del 87%.

4.2 Conclusiones

Por el estudio realizado con cada dimensión de la Operacionalización de las variables, se concluye que el diseño del método de explotación con bancos múltiples descendentes, influye de manera positiva al disminuir los costos en la explotación de caliza en la Mina Resurrección, Bambamarca 2018.

De acuerdo con la puntuación final obtenida para la clasificación según Bienawski 51 (RMR), la roca se clasifica en Clase III con una calidad regular, cohesión de 200 a 300 Kpa. El factor de seguridad para el talud final es de 1.479, calculado con el Software Slide (Método de Janbú), lo cual es un valor aceptable para este tipo de explotación teniendo en cuenta las consideraciones que este talud presenta (70°)

El diseño del método de explotación está determinado para el minado de una estructura de caliza, teniendo una profundidad máxima del tajo en el nivel 2890, con bancos de 10 metros y bermas finales de 3.4 metros; formando un talud final de 70°, que dan máxima recuperación ya que si se aumenta el ángulo podría convertirse en taludes inestables. Para los taludes de operación se ha diseñado con ángulos de 85°, los cuales son muy comunes y estables.

La producción diaria programada es de 1230 TM, el factor de recuperación de la planta de trituración del 65%, lo cual proporciona 800 TM; disponible para la calcinación en los hornos por día de operación, con lo cual se cumplirían ampliamente los requerimientos necesarios. La evaluación de costos indica que para una operación con bancos múltiples descendentes da un costo de operación de US\$/TM 7.60.

REFERENCIAS

- Arenaza Vásquez C. (2016). *Estudio de factibilidad técnica – económica para implementar una Planta de producción de cal en la concesión minera ARVAA 100 – La Encañada- Cajamarca 2016*. Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Privada del Norte. Cajamarca –Perú.
- Ávila Muñoz C. y Tobo Siachoque R. (2014). *Diseño del Método de explotación a Cielo Abierto para la Mina El Diamante, dentro del contrato en virtud de aporte N°00904-15 en el Municipio de Tibasosa, Vereda carretera Departamento de Boyacá*. Trabajo grado modalidad Monografía para optar el Título de Ingeniero de Minas. Escuela de Ingeniería de Minas, Facultad Seccional de Sogamoso. Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia.
- Bieniawski ZT. (1989): *Engineering Rock Mass Clasification*. Wiley – Interscience Publication, Madrid.
- Bitarafan, M.R., y Ataei, M. (2004). *Mining method selection by multiple criteria decision making tools*. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy.
- Bragagnini V. y Beltrán R. (2012). *Análisis de reactividad y comportamiento térmico de cales industriales para producción de carbonato de calcio precipitado*. Argentina.
- Calderon JP, Alzamora LA (2010). *Tipos de investigación. Metodología de la investigación científica en postgrado*. Perú: Safe Creative; 2010. p. 44- 6.
- Contenido, Franco J. y Pinto Cervantes I. (2014). *Diseño del Método de explotación del yacimiento de caliza Módulo Norte de la Mina La Esperanza, Municipio La Calera – Cundinamarca*. Escuela de Ingeniería de Minas, Facultad Seccional de Sogamoso. Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia.

- Gonzales, L. (2002): *Ingeniería Geológica*, Prentice Hall.
- Hoek E. y Bray J.W. (1981). *Rock Slope Engineering*, 3er Edic. IMM, Londres, Inglaterra.
- Hoek E.y Brown E.T. (1985). *Excavaciones Subterráneas en Roca*. Editorial Mc. Graw-Hill Book.
- Méndez, C. (2001). *Metodología, diseño y desarrollo del proceso de investigación*. Bogotá: McGrawHill.
- Piérola Vera D. (2017). *Optimización del Plan de Minado de cantera de caliza La Unión, distrito Baños del Inca – Cajamarca 2015*. Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional del Altiplano. Puno –Perú.
- Suárez Díaz, J. (1998). *Deslizamientos y Estabilidad de Taludes en Zonas Tropicales*. Edición UIS, Bucaramanga. ISBN 958-33-0800-5.
- Suárez Díaz, J. (1998). *Deslizamientos y Estabilidad de Taludes en Zonas Tropicales*. Edición UIS, Bucaramanga. ISBN 958-33-0800-5.

ANEXOS

Anexo 1

Instrumento datos iniciales de compresión simple.

DATOS DEL TESTIGO	M-1	M-2	M-3	M-4	M-5
ALTURA H (cm)					
DIAMETRO (cm)					
PESO MUESTRA (g)					
Y (g/cm ²)					
AREA (cm) ²					
VOLUMEN (cm) ³					

Anexo 2

Instrumento de Esfuerzo a la compresión simple del muestreo

	M-1	M-2	M-3	M-4	M-5
AREA (mm ²)					
CARGA (N)					
ESFUERZO (Mpa)					

Anexo 3

Instrumento ensayo de carga puntual

Proyecto bancos múltiples descendentes en la explotación de caliza en la Empresa Resurrección SRL																			
Fecha de ensayo	Ubicación de muestreo	Tipo Roca/Alteración.	Coordenadas			Muestra		Altura	Longitud	Ancho Prom.	Fuerza	Tipo de Fractura	Diametro Equivalente	Ind. Carga Puntual Is	Ind. Carga Puntual Is (50)	UCS	ISRM	Resultado del Ensayo	Ensayado por
						Co d igo	N° Muestra	H	L	W	P		De (cm)	(MPa)	(MPa)	(Mpa)			
			Este	No rte	Banco	(cm)	(cm)	(cm)	(kN)										

promedio #####

ISRM	Estimated UCS (Mpa)	PLI (MPa)	Termino
R0	0.25 - 1	-	Extremadamente Débil
R1	1.0 - 5.0	-	Muy Débil
R2	5.0 - 25	-	Débil
R3	25 - 50	1 - 2	Medianamente Dura
R4	50 - 100	2 - 4	Dura
R5	100 - 250	4 - 10	Muy Dura
R6	> 250 Mpa	> 10	Extremadamente Dura

- H Alto del bloque irregular
- L Longitud del bloque irregular
- W1 Ancho 1 del bloque irregular
- W2 Ancho 2 del bloque irregular
- W Ancho promedio
- P Fuerza aplicada suficiente para romper la muestra.
- M Ruptura en por la Matriz de la roca (ensayo aceptable)
- E Ruptura por estructura de la roca (ensayo no aceptable)


Anexo 4

Instrumento Orientación de Diaclasas

ETIQUETA	TREND/PLUNGE	DIP/DIP DIRECTION
Estratificación		
Familia Diaclasas 1		
Familia Diaclasas 2		
Familia Diaclasas 3		

Anexo 5

Informe ensaye de CaO



LABORATORIO QUIMICO METALURGICO
Análisis de Minerales Metálicos y No Metálicos

POLIMETALS LAB E.I.R.L.

INFORME DE ENSAYE 160813-00010

SOLICITADO POR : EMPRESA RESURECCIÓN SRL
MUESTRA : Oxido de calcio – Cal viva granada
CANTIDAD DE MUESTRAS : 03
PROCEDENCIA : Concesión Juan de Dios I
FECHA DE RECEPCION : 10/10/2018
FECHA DE ENTREGA : 20/10/2018

DETERMINACIÓN	UNIDADES	M-1
CaO	%	98.12


DETERMINACIÓN	UNIDADES	M-2
CaO	%	97.76

DETERMINACIÓN	UNIDADES	M-3
CaO	%	97.87

DETERMINACIÓN	Resultados
Reactividad	Media
L.Q.I	2 a 4%

GRANULOMETRIA	Resultados
4" a +1"	87%
1"	15.2%

Trujillo, 20 de Octubre de 2018



Juan Miguel Del Aguila Corllo
ING. QUIMICO
R. CIP. N° 188270

Daniel Hoyle N° 357 Urb. El Molino - Trujillo Cel: 991739253

E-mail: polimetals.clientes@gmail.com

Anexo 6

ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS PARA VOLADURA

La voladura desarrollada en la cantera de la Empresa Resurrección SRL, es de tipo tradicional y encendido manual. Los accesorios y explosivos utilizados son los siguientes:

a. Accesorios de voladura

Es el dispositivo empleado para transmitir, suministrar y/o emitir una fuerza de choque inicial, lo cual ayuda a la detonación del alto explosivo (Booster). Los accesorios de voladura utilizados en la cantera son los siguientes:

Mecha de seguridad

La mecha de seguridad es utilizada para transmitir la energía (fuego), a una velocidad continua, para iniciar la detonación del fulminante N° 08. Ver Figura 23.



Figura 23 Mecha de seguridad

Fuente: FAMESA.

Fulminante N° 08

Los fulminantes utilizados en la cantera, están constituidos por un casquillo cilíndrico de aluminio cerrado en unos de sus extremos, en cuyo interior lleva una carga primaria de un explosivo sensible a la chispa y otra carga secundaria de alto poder explosivo. Ver Figura 24.



Figura 24 Fulminante N° 08

Fuente: FAMESA.

Detonadores no eléctricos

El detonador no eléctrico, es usado en la cantera para iniciar de forma precisa y segura, los explosivos sensibles al detonador (Altos explosivos). Este accesorio está compuesto por un fulminante N° 12, un tubo de choque de alta resistencia a la tracción y abrasión, un conector plástico resistente “J” y etiqueta. Cuenta con dos puntos de identificación (En el clip y en la etiqueta). Ver Figura 25.



Figura 25 Detonador No eléctrico

Fuente: FAMESA.

b. Explosivos

El Booster

Es empleado en la cantera como un explosivo de alta potencia y gran seguridad, destinada a la iniciación del explosivo de columna. Ver Figura 26.



Figura 26 Booster

Fuente: FAMESA.

ANFO

Es un producto, el cual proviene de la mezcla del nitrato de amonio grado ANFO y el combustible diésel, el cual tiene un gran rendimiento y bajo costo. Es utilizado para la fragmentación de la roca en la cantera. Ver Figura 27.



Figura 26 ANFO

Fuente: EXSA

Anexo 7

Panel fotográfico



Foto 1 Equipo para ensayo de carga puntual

Marca : MATEST
Modelo : A125
Serie : A125/AA/0015
Capacidad : 5000 KgF
Marca de indicador : OFP



Foto 2 Luis Chávez, Olegario Vásquez (Propietario de Resurrección SRL) y César Longa.



Foto 3 Frente de explotación sin diseño del método de explotación



Foto 4 Frente de explotación con ángulo de talud inapropiado



Foto 5 Midiendo orientación de estratos y diaclasas



Foto 6 Trabajo de Campo



Foto 7 Orientación de los estratos



Foto 8 Midiendo orientación de estratos y diaclasas



Foto 9 Realizando fracturamiento del macizo rocoso