UNIVERSIDAD NACIONAL
SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO
"Una nueva Universidad para el Desarrollo"

REPOSITORIO INSTITUCIONAL UNASAM

Dirección del Instituto de Investigación

FORMATO DE AUTORIZACIÓN PARA PUBLICACIÓN DE TESIS Y TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN, PARA A OPTAR GRADOS ACADÉMICOS Y TÍTULOS PROFESIONALES EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL DIGITAL - UNASAM

Conforme al Reglamento del Repositorio Nacional de Trabajos de Investigación – RENATI.
Resolución del Consejo Directivo de SUNEDU Nº 033-2016-SUNEDU/CD

1. Datos del Autor:

Apellidos y Nombres: CASTRO SAENZ, Yoel Radelfis

Código de alumno: 04.0575.1AM Teléfono: 916147152

Correo electrónico: csmin712@outlook.com DNI o Extranjería: 42830721

2. Modalidad de trabajo de investigación:

( ) Trabajo de investigación ( ) Trabajo académico

( ) Trabajo de suficiencia profesional (X) Tesis

3. Título profesional o grado académico:

( ) Bachiller (X) Título ( ) Segunda especialidad

( ) Licenciado ( ) Magister ( ) Doctor

4. Título del trabajo de investigación:

OPTIMIZACIÓN DE LA PRODUCCIÓN MEDIANTE LA APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN OPEN STOPING, COMPAÑÍA MINERA A.C. AGREGADOS S.A.C. - AÑO 2017

5. Facultad de: Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia

6. Escuela, Carrera o Programa: de Ingeniería de Minas

7. Asesor:

Apellidos y Nombres: RUIZ CASTRO, Arnaldo Alejandro Teléfono: 942143587

Correo electrónico: arnaldoruizc@hotmail.com DNI: 31672592

A través de este medio autorizo a la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, publicar el trabajo de investigación en formato digital en el Repositorio Institucional Digital, Repositorio Nacional Digital de Acceso Libre (ALICIA) y el Registro Nacional de Trabajos de Investigación (RENATI).

Asimismo, por la presente dejo constancia que los documentos entregados a la UNASAM, versión impresa y digital, son las versiones finales del trabajo sustentado y aprobado por el jurado y son de autoría del suscrito en estricto respeto de la legislación en materia de propiedad intelectual.

Firma: .....

D.N.I 42830721

Fecha 8 / 8 / 2019

UNIVERSIDAD NACIONAL "SANTIAGO ANTUNEZ DE MAYOLO"

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGÍA Y METALURGIA

ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

TESIS

OPTIMIZACIÓN DE LA PRODUCCIÓN MEDIANTE LA APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN OPEN STOPING, COMPAÑIA MINERA A.C. AGREGADOS S.A.C. - AÑO 2017

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach.: CASTRO SAENZ, Yoel Radelfis

ASESOR:

M.Sc. Ing. RUIZ CASTRO, Arnaldo Alejandro

HUARAZ – PERÚ

2018

DEDICATORIA

A mis abuelos, esposa e hijos.

AGRADECIMIENTO

Mi más sincero agradecimiento a mis profesores de la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Facultad de Ingeniería de Minas que durante toda mi carrera profesional todos han aportado con un granito de arena a mi formación como profesional minero.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación open stoping (espacio abierto), compañía minera A.C. Agregados S.A.C. - año 2017, nace de la pregunta ¿Cómo optimizar la producción mediante la Aplicación del método de explotación Open Stoping, compañía minera A.C. Agregados S.A.C. - Año 2017?

El objetivo general fue el de optimizar la producción mediante la Aplicación del método de explotación Open Stoping, en la compañía minera A.C. Agregados S.A.C. - AÑO 2017.

Se justifica porque la compañía minera A.C. Agregados S.A.C. tiene como meta prioritaria la de mejorar y ampliar la producción, para hacer frente al requerimiento de la planta concentradora de tener una cuota constante de mineral tanto en calidad como en cantidad para mantener la rentabilidad proyectada por el departamento de ingeniería mina de A.C. Agregados S.A.C. - Año 2017.

Se concluyó de que se optimizará la producción si aplicamos el método de explotación Open Stoping, en la compañía minera A.C. Agregados S.A.C. - AÑO 2017.

Yoel Radelfis

Palabras claves

Optimización de la producción, método de explotación Open Stoping.

ABSTRACT

The present work of investigation titled Optimization of the production by means of the application of the method of exploitation open stoping, mining company A.C. Aggregates S.A.C. - year 2017, born from the question How to optimize production through the Application of the exploitation method Open Stoping, mining company A.C. Aggregates S.A.C. - Year 2017?

The general objective was to optimize the production through the Application of the Open Stoping exploitation method, in the mining company A.C. Aggregates S.A.C. - YEAR 2017.

It is justified because the mining company A.C. Aggregates S.A.C. Its priority goal is to improve and expand production, to meet the requirement of the metallurgical plant to have a constant share of ore in both quality and quantity to maintain the projected profitability of the A.C. Aggregates S.A.C. - Year 2017.

It was concluded that production would be optimized if we apply the Open Stoping explotation method, in the mining company A.C. Agregasos S.A.C. - YEAR 2017.

Yoel Radelfis

Keywords

Production optimization, Open Stoping exploitation method.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA ii
AGRADECIMIENTO iii
RESUMEN iv
ABSTRACT v
ÍNDICE GENERAL vi
TABLAS ix
FIGURAS x
INTRODUCCIÓN xi
CAPITULO I: GENERALIDADES 1
1.1 Entorno Físico 1
1.1.1. Ubicación y acceso 1
1.1.2. Fisiografía 3
1.1.3. Clima vegetación y fauna 3
1.2 Entorno Geológico 5
1.2.1. Geología regional 5
1.2.2. Geología local 5
1.2.3. Geología estructural 8
1.2.4. Geología económica 10
1. Origen y tipo de yacimiento 10
CAPITULO II: FUNDAMENTACIÓN 13
2.1. Marco Teórico. 13
2.1. Antecedentes de la investigación 13
2.2. Fundamentación teórica 16
2.2.1. Método de Explotación subterránea Sublevel Stoping Variante Open Stoping 16
2.2.2. Selección del método de minado según Nicholas 23
2.2.3. Optimización de la producción 27
2.3. Definición de Términos 28
CAPITULO III: METODOLOGÍA 32

3.1. El Problema 32
3.1.1. Descripción de la realidad 33
3.1.2. Identificación y selección del problema. 33
3.1.3. Formulación del Problema 33
3.1.4. Objetivos de la investigación 34
3.1.4.1. Objetivo General 34
3.1.4.2. Objetivos Específicos 34
3.1.5. Justificación e importancia 34
3.1.6. Alcances 35
3.1.7. Limitaciones 35
3.2. Hipótesis 35
3.3. Variables 36
3.3.1. Operacionalización de variables 36
3.4. Diseño de la investigación 37
3.4.1. Tipo de investigación 37
3.4.2. Nivel de la investigación 37
3.4.3. Diseño de investigación 37
3.4.4. Método 37
3.4.5. Población y muestra 37
3.4.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos 37
3.4.7. Metodología de recolección de datos 38
CAPITULO IV: RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN 39
4.1 Descripción de la realidad y procesamiento de datos 39
4.2 Condiciones para su aplicación método de explotación "open stoping" 40
4.3 Fases o Etapas de Operación del Método de Explotación por Open Stoping 44
4.3.1. Desarrollo 44
4.3.2. Subnivel 57
4.3.3. Minado 62

4.4 Discusión de resultados 67
4.5 Aporte del tesista 67
CONCLUSIONES. 69
RECOMENDACIONES 70
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS 71
ANEXO 72
ANEXO N° 01: Matriz de consistencias 73

TABLAS

Tabla N° 1: Acceso a la mina AC Agregados 2

Tabla N° 2: Tablas de valoración de Nicholas 27

Tabla N° 3: Operacionalización de variables 36

Tabla N° 4: Valores para la obtención de E y k 46

FIGURAS

Figura N° 1: Ubicación Política de la mina AC Agregados 2

Figura N° 2: Ubicación Política de la mina AC Agregados 6

Figura N° 3: Método de explotación subterránea Sublevel Stoping 18

Figura N° 4: Método de explotación subterránea Sublevel Stoping 19

Figura N° 5: Modelamiento geomecanico 19

Figura N° 6: Método Gráfico de Estabilidad introducido por Mathews (1980) 20

Figura N° 7: Dimensionamiento de Pilar Puente 21

Figura N° 8: Dimensionamiento de Pilar 21

Figura N° 9: Labores de preparación 22

Figura N° 10: Parámetro de la metodología de Nicholas 24

INTRODUCCIÓN

La presente investigación se refiere al tema de optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación open stoping (espacio abierto), compañía minera A.C. Agregados S.A.C. - año 2017, que se puede definir como el método autosoportante o de espacios abiertos de explotación subterráneo masivo que consideran la extracción del mineral y dejar la cavidad que éste ocupaba vacía. Para ello, el tajo debe mantenerse estable en forma natural (ser autosoportante) o requerir escasos elementos de refuerzo.

La característica este método es que se aplica preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales y para nuestro caso particular para vetas de poco espesor, por lo general menor a 2 m.

Para analizar esta problemática es necesario de mencionar sus causas como la necesidad de incrementar la producción y la rentabilidad de la mina hace que las se piense en métodos de explotación cuyas velocidades de extracción sean óptimas basadas en un profundo conocimiento de los mismos.

La investigación de esta problemática se realizó por el interés de realizar la optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación open stoping.

La tesis tiene la siguiente estructura:

La dedicatoria; el agradecimiento, el resumen, las palabras claves, abstract, keywords, el índice general, la introducción, el índice de tablas y de figuras.

En el capítulo I veremos las generalidades, en este capítulo se detalla temas referentes al entorno físico con la ubicación y el acceso, la fisiografía y el clima, vegetación y fauna también se trata sobre el entorno geológico con la geología regional la geología local, la geología estructural y la geología económica.

El Capítulo II trata sobre la fundamentación con el marco teórico, los antecedentes de la investigación, la fundamentación teórica y la definición de términos.

El Capítulo III trata la Metodología, con el problema, la descripción de la realidad, la identificación y selección del problema, la formulación del problema, los objetivos de la investigación, la justificación e importancia, los alcances, las limitaciones, la hipótesis, las variables, la operacionalización de las variables y el diseño de la investigación.

El Capítulo IV trata sobre los resultados de la investigación, con la descripción de la realidad y procesamiento de datos, las condiciones para su aplicación, con las fases de operación, la discusión de resultados y el aporte del tesista.

Finalmente se presentan las conclusiones, las recomendaciones, las referencias y los anexos

CAPITULO I: GENERALIDADES

1.1 Entorno Físico

1.1.1. Ubicación y acceso

La mina A.C. Agregados, se ubica en el cerro Icchic Escalón, en la quebrada Escalón, paraje de la quebrada Honda, distrito de Marcará, provincia de Carhuaz, departamento de Ancash.

Geográficamente se encuentra en el flanco occidental del Batolito de la Cordillera Blanca, conformados por granodioritas, tonalitas; del terciario superior, dentro del Cuadrángulo de Huari.

- ✓ Sus coordenadas geográficas son:

Longitud Oeste	:	77° 25´ 26”
Latitud Sur	:	09° 05´ 20”

A una altitud que varía entre las cotas 4,500 y 5,109 m.s.n.m. (Evaluación geológica mina Arequipa M , 2014).

Es accesible desde Lima. (Ver tabla N° 1)

Tabla N° 1: Acceso a la mina AC Agregados

TRAMO	DISTANCIA (Km)	TIPO DE VIA
Lima – Huaraz – Marcara	450	Asfaltado
Marcará - mina AC Agregados	45	Asfaltado - Afirmado

Fuente: A.C. Agregados S.A.C., Evaluación geológica del proyecto minero Arequipa "M" 2014

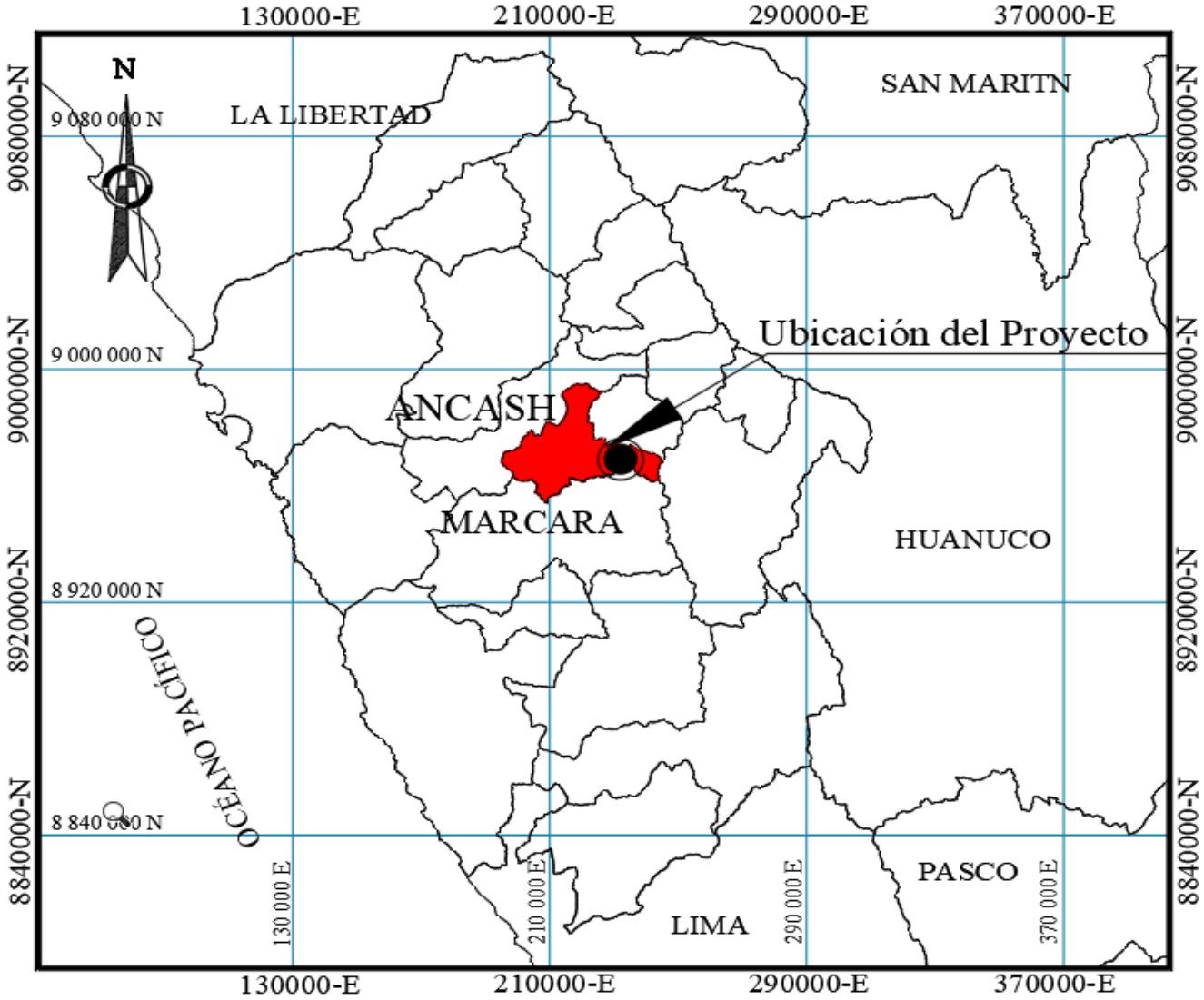

Figura N° 1: Ubicación Política de la mina AC Agregados
Fuente: A.C. Agregados S.A.C., Evaluación geológica del proyecto minero Arequipa "M" 2014

1.1.2. Fisiografía

Está caracterizado por una topografía variada y accidentada, cuyos principales rasgos geográficos son parte del Batolito de la Cordillera Blanca, que alcanzan más de 5,000 m.s.n.m, y se extienden a lo largo de las hojas de Huari, Carhuaz, Corongo, terminando en esta última.

La Cordillera Blanca se caracteriza por la presencia de nevados, entre los que destacan: el Huascarán, Alpamayo, Coger, Pucaraju, Hualcán. Igualmente es característica la presencia de numerosas lagunas que se originan en los deshielos. La laguna más cercana al proyecto en Miniyo ubicado al este y a una altura de 4962 m.s.n.m.

Valles fluvio-glaciares; son relieves negativos, de tamaño y aspecto variado ocupados por ríos permanentes. En las nacientes de los ríos se presenta la morfología de valles glaciares con sus perfiles típicos en forma de "U", debido a la erosión glaciar; estos relieves están asociados con fallas o zonas de fracturamiento como es el ejemplo de Quebrada Honda y la Quebrada Escalón. (Evaluación geológica mina Arequipa M , 2014).

1.1.3. Clima vegetación y fauna

La zona de estudio tiene altitudes que varía entre los 4.500 hasta 5.100 m.s.n.m., correspondiendo a un clima húmedo a húmedo frígido, característico de las zonas andinas.

Durante el año se presentan dos estaciones muy marcadas y claramente diferenciadas siendo lluviosos entre los meses de enero a marzo y otro periodo de estío entre junio y septiembre. El promedio de precipitación anual para el área de la mina varía entre 500 a 650 mm. Existen también precipitaciones de

granizo, nieve, los cuales aportan escorrentía en la época de estiaje. También es común la ocurrencia de heladas de intensidad variable principalmente en la zona de la mina por su elevada altitud.

De acuerdo a la clasificación climática del Dr. Nicholson, el área de la mina se le considera un clima preglaciar porque se localiza encima de 4,800 m.s.n.m y por ser colindante con los diferentes nevados existentes en el área. La temperatura máxima es de 16 a 20 grados Celsius, y mínima oscila entra -0.5 y -15 grados Celsius. De acuerdo a la clasificación climática del Dr. Nicholson, el área de la mina se le considera un clima preglaciar porque se localiza encima de 4,800 m.s.n.m y por ser colindante con los diferentes nevados existentes en el área. La temperatura máxima es de 16 a 20 grados Celsius, y mínima oscila entra -0.5 y -15 grados Celsius. La humedad relativa promedio es de 60%, variando e incrementando en épocas de lluvia o verano y menores durante el invierno o época seca.

La vegetación existente en el entorno está constituido por gramíneas conocido como “ichu”, también existen plantas herbáceas especialmente de la familia de las compuestas. En los flancos se presentan hierbas de los géneros Asplenium Polystichum y Polypodium. En terrenos planos y húmedos y en laderas rocosas, existen plantas que forman alfombras cerradas y duras. En las zonas húmedas existe la jureacea y la yareta, así mismo existen plantas almohadillas. En las zonas bajas se encuentran vegetación más densa y variada como plantas semi - arbustivas. Según la Oficina Nacional de Evaluación de los Recursos Naturales (ONERS), indican que la Flora del Parque Nacional Huascarán (PNH) está representada por especies arbóreas, arbustivas en número de 93 familias, 309 géneros y de 551 especies. La fauna

nativa en los linderos del denuncio se observan vizcachas, zorro andino, el zorrino. Las aves están representadas por fringílidos, la lechuza de los arenales, los pamperos, perdices, el puco, ganzo andino. La fauna en las laderas es más variada, se observan bandurrias, el yanavico, la tórtola cordillerana, las golondrinas y el jilguero negro. También existen especies en vías de extinción como el cóndor andino, comadrejas, puma, taruca, venado gris de los andes. (Evaluación geológica mina Arequipa M , 2014).

1.2 Entorno Geológico

1.2.1. Geología regional

En el distrito minero, se observan rocas Metamórficas del Pre-Cambrico, ígneos y sedimentarios del paleozoico (inferior a medio) y depósitos cuaternarios del Cenozoico.

1.2.2. Geología local

Las rocas que afloran a los alrededores de las vetas del yacimiento son rocas intrusivas granodioríticas de edad terciaria superior de grano grueso, que tiene 5 km de diámetro y cubre la propiedad minera, por partes este intrusivo está cortado por diques de diabasa y aplita.

En la parte norte del yacimiento (hacia la quebrada Escalón) y el sur (partes altas) se emplazan areniscas, cuarcitas, lutitas de la formación chicama que constituye un metalocteto importante donde hay ocurrencia de mineralización y se ubican minas antiguas como Laurión, Huamana, Altante, Chaco, Soledad, Cóndor, Merced, Esparta y Toma La Mano¸ esta última en actual operación.

La formación chicama alrededor de estas minas indicadas, muestra su plagamiento característico, las elevaciones más altas están conformadas por rocas de esta formación y están cubiertas de nevado.

1. ESTRATIGRAFÍA:

- **Formación Chicama,** consiste de grosores considerables de lutitas oscuras, areniscas finas y cuarcitas de color gris oscuro, crema y blanco de ambiente reductor que afloran al noreste y sureste del área de estudio. (Evaluación geológica mina Arequipa M , 2014). (Ver figura N° 2)

Figura N° 2: Ubicación Política de la mina AC Agregados
Fuente: A.C. Agregados S.A.C., Evaluación geológica del proyecto minero Arequipa "M" 2014

- **Formación Chimú**, El grupo andino esta presentada por calizas dolomíticas, siendo el más importante de la zona por estar mejor expuesto y el que representa los mantos mineralizados de Zinc y plomo.

  En la quebrada de la punta se observa desde el piso (calizas grises en contacto con el Grupo santa), hasta el techo (calizas negras foliadas limitadas hacia el Oeste por un granito gris de

extensiones batolíticas). Presentando dichos sedimentos una potencia aproximada de 1,784 mts. (Evaluación geológica mina Arequipa M , 2014).

- **Formación Santa**, consiste de calizas y arcillas calcáreas que sobreyacen a la formación Chimu e infrayacen a la formación Carhuaz, ambos contactos con discordancia paralela. Su grosor es restringido, en muchos casos en las hojas del INGEMET ha sido cartografiado junto a la formación carhuaz como santa – Carhuaz por su grosor restringido (100 - 380m). Está formado por areniscas, lutitas, conglomerado de color rojizo – violáceo, localmente está muy bien expuesto en la quebrada de vicos, en donde se observa muy claramente el contacto con el grupo de los andes.
- Formación Carhuaz, la formación es notorio desde Jangas hasta Carhuaz y alcanza su máximo desarrollo en todo callejón de Huaylas donde el grosor es 1.500 m. consiste de areniscas y cuarcitas finas, marrones y blanquecinas en capas delgadas, con abundante intercalación de arcilla. Las intercalaciones de caliza y yeso son comunes en la base de la formación.

2. ROCAS IGNEAS

- BATOLITO DE LA CORDILLERA BLANCA.

La Cordillera Blanca es parte de la Cordillera Interandina, ubicado en la parte central de la Cordillera Occidental con un

rumbo paralelo a las estructuras regionales y alcanzan una longitud de 200 Km. y ancho entre 12-15 Km.

La litología predominante es granodiorita/tonalita de grano grueso, con desarrollo de foliación en algunos sectores, también se presentan juegos desarrollados de diaclasas de sistemas NW-SE y otros de rumbo NE-SW, ambos con buzamientos sub-verticales, un tercer sistema sub-horizontales. La foliación se debe a la alineación y orientación paralela de los cristales que componen la roca intrusita. Muchas de las diaclasas muestran evidencias de movimientos o asociaciones con estrías de cizallamiento. (INGMMET, 1995).

3. ROCAS METAFORFICAS

- Las rocas metamórficas que se encuentran en el área, se presentan en el contacto entre los intrusivos y las capas sedimentarias. Las rocas más representativas son el Gneis, cuya composición es cuarzo, ortosa, plagioclasas, biotita, etc., la Cuarcita, roca originaria de la arenisca, con granos de cuarzo, la pizarra, roca metamórfica de alto grado que proviene de una lutita.

1.2.3. Geología estructural

El yacimiento Arequipa “M” está emplazado en la parte central y oriental del batolito de la Cordillera Blanca constituyendo un block fallado y

levantado a elevaciones que están sobre 5,000 m.s.n.m, cubierto por nieves perpétuas en las partes altas.

Este macizo se emplaza con dirección N20ºW – S30ºE y conforma el límite este de la gran estructura de Graben del Callejón de Huaylas por donde discurre el río Santa. Al lado oeste, la Cordillera Blanca se encuentra asociado a rocas lutáceas de ambiente reductor correspondiente a la Fm. Chicama del Jurásico Superior que se emplaza a lo largo de Huaraz, Carhuaz, Yungay y erráticamente rocas de secuencia calcáreas suprayacentes en la cuenca del graven conocido como la Cordillera Negra, geológicamente esta cordillera está conformado por secuencias sedimentarías, rocas volcánicas y subvolcánicas de edad desde el Cretácico inferior al Terciario superior (Formaciones Chimú, Carhuaz, Chulec, Pariatambo, Calipuy) que asociados a diversos sistemas de fallamiento andino paralelos a la Cordillera Blanca y Negra; también a fallas transversales asociadas a pórfidos riodacíticos forman un ambiente mucho más favorable para la depositación mineral.

A ambos lados del batolito de la Cordillera Blanca se emplazan rocas estratificadas plegados, cuyos ejes de plegamiento es noroeste paralelo al eje del rumbo del batolito. Los plegamientos de las rocas estratificadas se produjeron por esfuerzo vertical al emplazarse el batolito de la Cordillera Blanca; por efecto de estos esfuerzos se han producido también fallas paralelas al eje de la Cordillera Blanca y diagonales a dicho eje fallas destrales y sinestrales.

Las fallas paralelas en el flanco este son generalmente de sobre escurrimiento de gran buzamiento y de bajo buzamiento, normal al oeste; además hay otras fallas paralelas a la falla regional normal de gran

buzamiento e igualmente normales. (Evaluación geológica mina Arequipa M , 2014).

1.2.4. Geología económica

1. Origen y tipo de yacimiento

"La mina AC Agregados" tiene un yacimiento de tipo estratiforme (sedimentario), en forma de vetas generalmente con mineralización de ZINC, PLOMO, COBRE Y PLATA. Durante la etapa de reconocimiento de campo, se determinó la presencia de tres estructuras mineralizadas, siendo de mayor interés la veta Arequipa "M", las otras estructuras son Mabel y Manto Caballito. Según información geológica proporcionada por la mina, el yacimiento principalmente está representado por la "Veta Arequipa M", el cual se puede tipificar como un depósito filoneano de origen hidrotermal de mediana-baja temperaturas por el ensamble mineralógico que presenta (Mesotermal- Epitermal), emplazado a lo largo de estructuras preexistentes en la dirección "NWSE" con diferentes pulsos de mineralización.

La mineralización en la "Veta Arequipa M", consiste en un ensamble mineralógico constituido por "Galena Argentífera, Esfalerita, Tenantita, Tetraedrita, Calcopirita y contenidos de Oro" como minerales económicos (Mena) y "Arsenopiríta, Pirita, Trazas de Pirrotina, Cuarzo, Marcasita, Rodocrosita y Carbonatos" como minerales sub-económicos (Ganga). Estas estructuras mineralizadas se emplazan en granodioritas y tonalitas del batolito de la cordillera blanca.

a) **Veta Arequipa "M",** es la estructura más importante por su longitud de afloramiento y por sus leyes, su longitud es de aproximadamente 800m y por su potencia, relleno de mineral con contenido de plata, plomo, zinc y oro; siendo de mayor interés las labores mineras de los niveles subterráneos.

Esta estructura tiene rumbo promedio de S20ºE , a los 300 m. inflexiona al SE, y retoma un rumbo S30ºE, para continuar al S18ºE y el buzamiento es de 80ºSW a 86ºSW con potencia variable de 0.40 m a 2 m. , bajando el ancho en forma notoria al sur este. Esta estructura presenta cimoides y lazos cimoides en tramos con fuerte presencia de arsenopirita, pirita y marmatita, que son de alta temperatura de formación. El afloramiento de la parte central – alta, está cubierto por nieve perpetua. El ensanchamiento se produce en partes donde hay mayor presencia de minerales de hierro y por lo general es un yacimiento poli metálico, que tiene valores en oro.

b) **Veta Mabel,** estructura reconocida en superficies en unos 400m, con rumbo variable de N 15° W a N 40° W con buzamiento 75° SW a 86° SW, es estructura angosta ramaleada, irregular con formación de pequeños cimoides, con relleno de cuarzo, arsenopirita, pirita y oxido de magnesio y óxido de hierro.

c) **Manto Caballito,** esta veta manto caballito fue recorrido en superficie en una longitud aproximada de 600.00m; se obtuvo 21 muestras por

el método de canales. La mineralización esta empleada en una falla con rumbo variables de N 40° E, N 20° E y N 45° E, buzamiento promedio entre 26°SW y 40°SW con relleno de cobre, plomo y zinc. (Evaluación geológica mina Arequipa M , 2014).

CAPITULO II: FUNDAMENTACIÓN

2.1. Marco Teórico.

2.1. Antecedentes de la investigación

En la tesis **Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.;** Sustentado el año 2015 por el Bachiller: Elvis Sadan COLONIO QUISPE, para optar el título profesional Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas. En la tesis se concluye que:

1. Se optimiza la producción de mineral, bajo las mismas condiciones geoeconómicas, mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos, en mina Recuperada, ya que el tajeo 550

de la Veta Arequipa M posee características geométricas, geológicas y geomecánicas favorables.

2. Con los indicadores más relevantes, que se muestran en la tabla y con los existentes factores geológicos y geomecánicos del yacimiento mineral, si se puede aplicar el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos

METODOS DE EXPLOTACION				
	Taladros largos		Corte y Relleno	
Toneladas/metro	11.7	Tcs/mp	3.105	Tcs/mp
Factor de potencia	0.24	Kg/Tcs	0.35	Kg/Tcs
Capacidad de acarreo	83.4	Tcs/hra	45	Tcs/hra
Porcentaje de dilución	30	%	15	%
Productividad	40	Tcs/hombre-	14.29	Tcs/hombre-gdia
Costo de perf. y voladura	0.97	US $/Tcs	3.6	US $/Tcs
Costo de Mina	3.82	US $/Tcs	15.68	US $/Tcs
Costo de Operación	21.72	US $/Tcs	33.58	US $/Tcs

3. Se optimiza la producción de mineral al aplicar el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos, esto es corroborado con el análisis económico. El Valor Presente Neto del proyecto usando Taladros Largos es 2’050,260.0 US $ mayor que usando el método de corte y relleno pues el volumen de producción mensual es mayor y menor el período de explotación. Bajo condiciones metalúrgicas y precio del metal Ag, Zn y Pb, la ley mínima de corte es 6.4508 Oz Ag/TCS. (Colonio Quispe, 2015).

En la tesis **Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la unidad operativa Pallancata – proyecto Pablo – compañía minera ARES S.A.C.,** Sustentado el año 2017

por el Bachiller: Julio Saraeen BAUTISTA CONDORI, para optar el título profesional Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas. En la tesis se concluye que:

1. Con la explotación del Proyecto Pablo se logró incrementar la producción diaria con 320 toneladas a la producción diaria de la mina Pallancata este aporte es netamente del Proyecto Pablo, donde entre tajeos convencionales y avances se logra contribuir a 948 TM/día de un programado de 887 TM/día, con el aporte del Proyecto Pablo se incrementa los niveles de producción diaria como en el acumulado mensual de 19,461 TM/mes a 29,384 TM/mes en promedio.

2. Las variables económicas presentes en el planeamiento minero son el precio del metal que se estimó el precio del oro (Au) en 1050 US$/oz y el precio de la plata (Ag) en 14 US$/oz, el costo de Producción integral es de 16.91 US$/oz. Y el costo unitario asciende a 106.15 US$/TM, los ingresos por ventas realizado en forma integral de toda la mina Pallancata que asciende a US$ 51, 787,684 el que toma un papel protagónico dependiendo del contexto externo es el precio del metal involucrado, logrando el efecto de obtener mayores márgenes de ganancia. El valor presente neto realizado de acuerdo a los contextos favorables. De inversión está en el rango de: 1’313, 474 – 1’448, 113 US$/año. Empleando una tasa de descuento del 10%; el VAN del proyecto es US$.20’ 660, 664.

3. Según los estudios y etapas de plan de minado a mediano plazo. Las reservas y recursos minerales aseguran la vida de la mina por 5 años de

producción con el incremento del Proyecto Pablo alargando la vida la Unidad Operativa Pallancata. La ejecución de taladros diamantinos podrían confirmar más el crecimiento de las reservas, por lo que es idóneo la implementación del plan de minado a mediano plazo, que en base a la estimación y flujo económico es rentable y conveniente para la compañía.

4. Los métodos de explotación aplicados para la explotación del Proyecto Pablo son seleccionados de acuerdo a las dimensiones y geometría de las vetas y las características geomecánicas las cuales son el Bench and Fill aplicados en zonas donde el ancho de la veta varían de 2.0 a 12 metros y altura de banqueo de 12 metros, Subnivel Ascendente con Relleno Cementado son aplicados en zonas donde el ancho de la veta es 6.0 metros y altura de banqueo de 12 metros y el Corte Relleno semi mecanizado ascendente es aplicado en zonas donde el ancho de la veta es de menores de 2.0 metros. (Bautista Condori, 2017).

2.2. Fundamentación teórica

2.2.1. Método de Explotación subterránea Sublevel Stoping Variante Open Stoping

Características:

- Se excava el mineral en porción de tajadas verticales dejando el tajeo vacío, por lo general, de grandes dimensiones, particularmente en el sentido vertical.

- El mineral arrancado se recolecta en embudos o zanjas emplazadas en la base del tajeo, desde donde se extrae según diferentes modalidades.
- La expresión "subnivel" hace referencia a las galerías o subniveles a partir de los cuales se realiza la operación de arranque del mineral.
- La distancia entre subniveles de perforación es de 15-30 m.
- Productividad: > 25 ton/h - gdia
- Producción tajeo: > 25,000 ton/mes
- Método no selectivo.
- Bajo costo de minado (7 - 14 US$/ton).
- Diámetro de taladros: 50 mm (2") - 200mm (7 7/8"). Las longitudes pueden ser hasta 30 m.
- Recuperación 60 - 80°/o (depende de los muros y losas).
- Dilución varía entre 3 - 10°/o de material diluyente de la pared colgante y techo.
- Muros y losas pueden ser recuperados, se planifica como parte del método de explotación.
- Requiere un alto nivel de preparaciones mineras las cuales se realizan en mineral. (Castillo Anyosa, 2015).

Aplicación:

- Ore bodies con buzamiento superiores al ángulo de reposo del material roto (aproximadamente mayor a 50º), de manera que

el material se transporta por gravedad a los puntos de colección. La caja techo en los tajeos con menor buzamiento serán menos estables debido a las influencias de la gravedad lo cual resulta en un mayor potencial para la dilución

- Resistencia del Mineral: alto a moderado
- Resistencia de las rocas encajonantes: alto a moderado
- Limites regulares del mineral
- Mineral de forma tabular o lenticular, con un ancho de 3m a 30m y longitudinalmente extensa. (Castillo Anyosa, 2015) (Ver figura N° 3, 4 y 5).

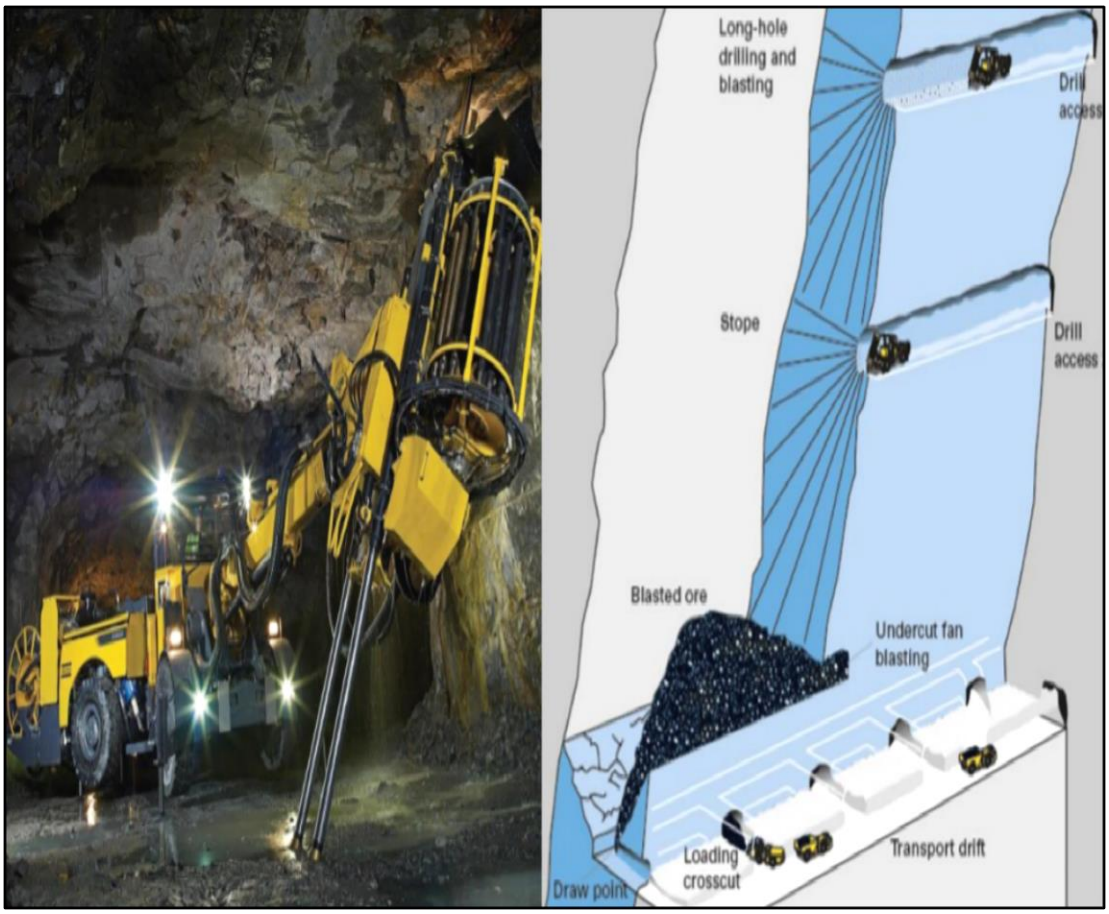

Figura N° 3: Método de explotación subterránea Sublevel Stoping
Fuente: Ing. Braulio Castillo Anyosa

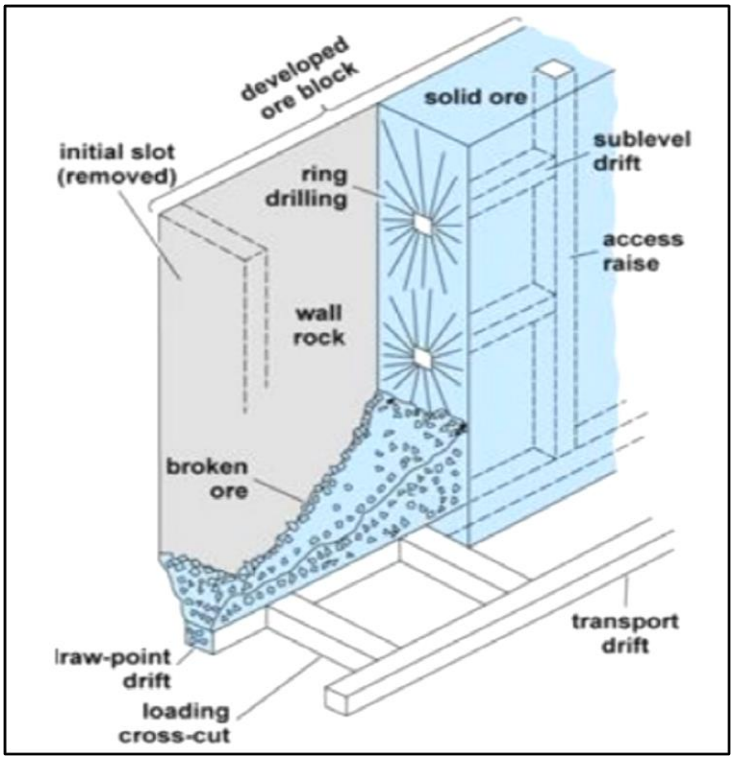

Figura N° 4: Método de explotación subterránea Sublevel Stoping
Fuente: Ing. Braulio Castillo Anyosa

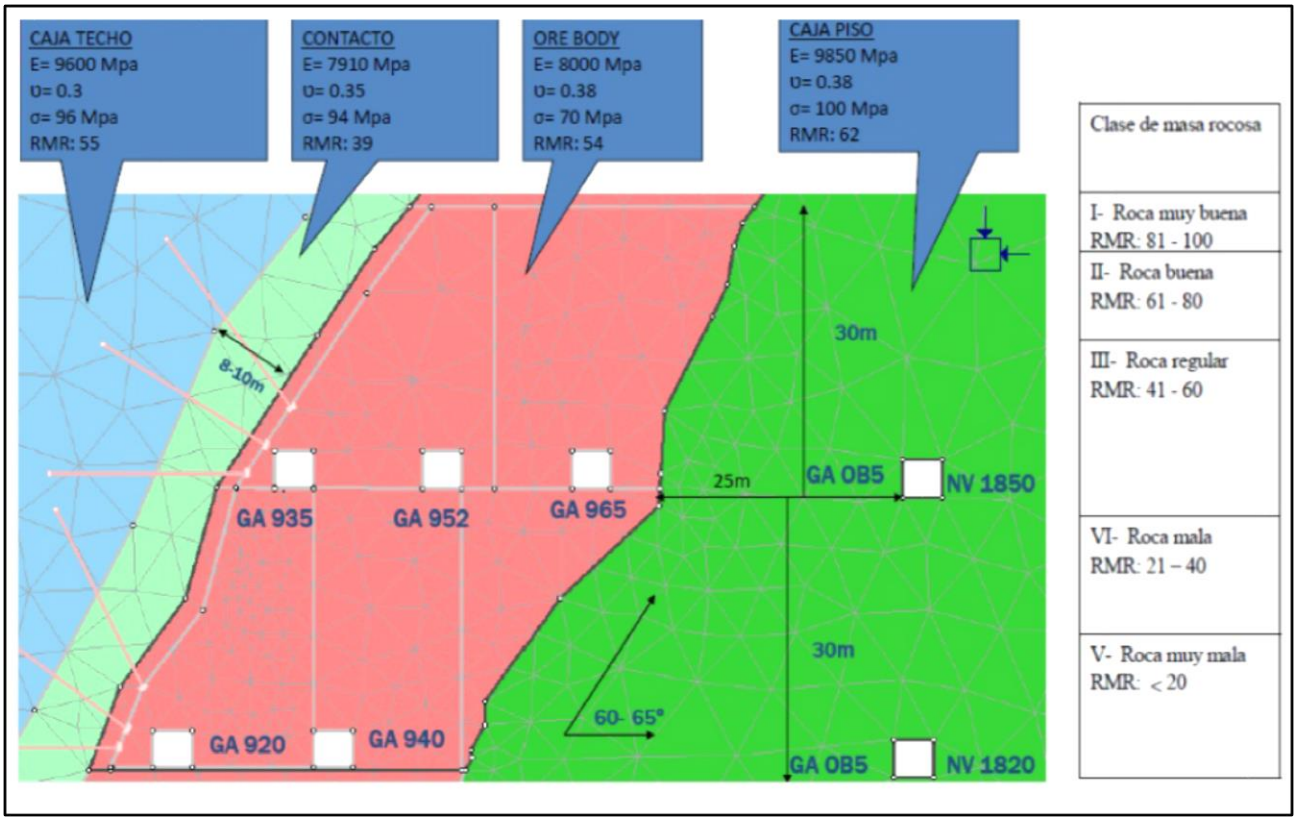

Figura N° 5: Modelamiento geomecanico
Fuente: Ing. Braulio Castillo Anyosa

Dimensionamiento de los tajeos:

Objetivos del diseño geomecánico mediante la aplicación de criterios empíricos y numéricos:

- Determinar las dimensiones óptimas de las cámaras de tajeos, pilares y puentes.
- Realizar una explotación estable y segura.
- Minimizar la dilución y maximizar la recuperación. (Castillo Anyosa, 2015).

Dimensionamiento de cámaras:

Método Gráfico de Estabilidad introducido por Mathews (1980), versión más reciente, actualizado por C. Mawdesley y R. Trueman (2000). (Castillo Anyosa, 2015) (Ver figura N° 6)

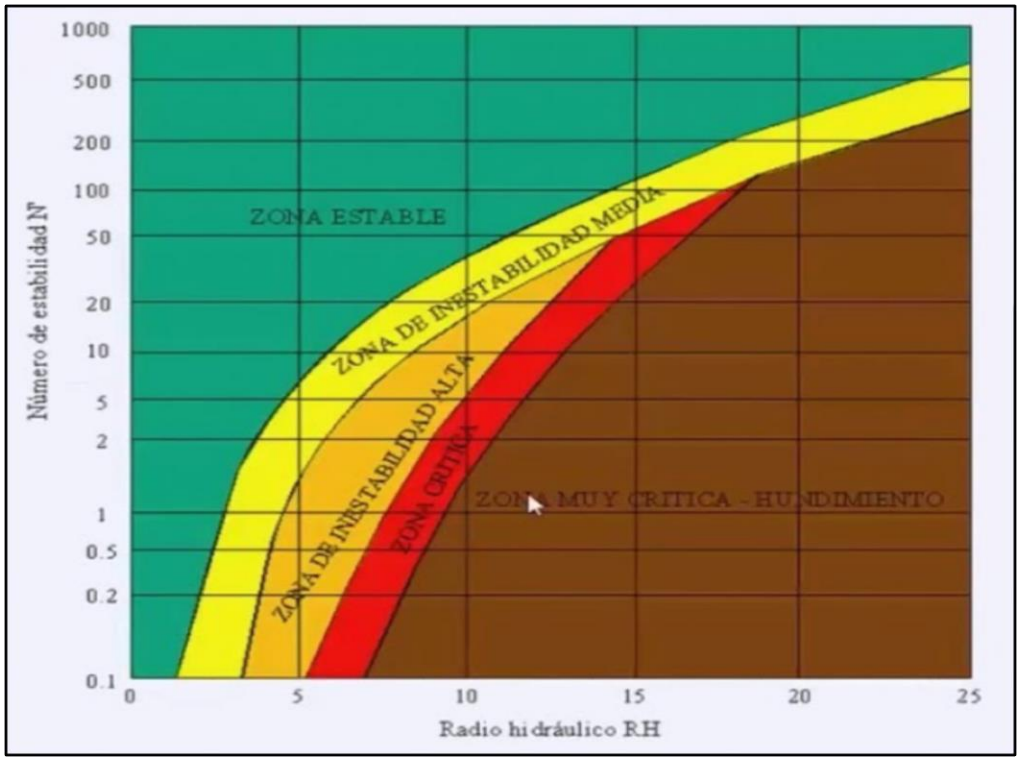

Figura N° 6: Método Gráfico de Estabilidad introducido por Mathews (1980)
Fuente: https://www.google.com.pe/search?q=grafico+de+estabilidad+de+mathews&source

Dimensionamiento de Pilar Puente:

Para la determinación del espesor del pilar entre niveles de mina se emplea el método de Carter (Ver figura N° 7).

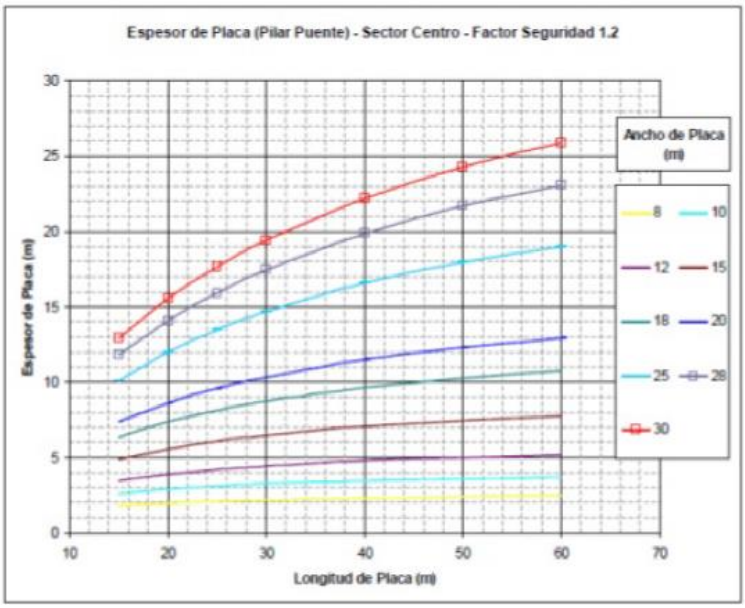

Figura N° 7: Dimensionamiento de Pilar Puente
Fuente: Ing. Braulio Castillo Anyosa

Dimensionamiento de Pilares.

Para el cálculo de la resistencia de pilares mineros se utiliza la metodología de Lunder y Pakalnis (1997). (Castillo Anyosa, 2015)

(Ver figura N° 8)

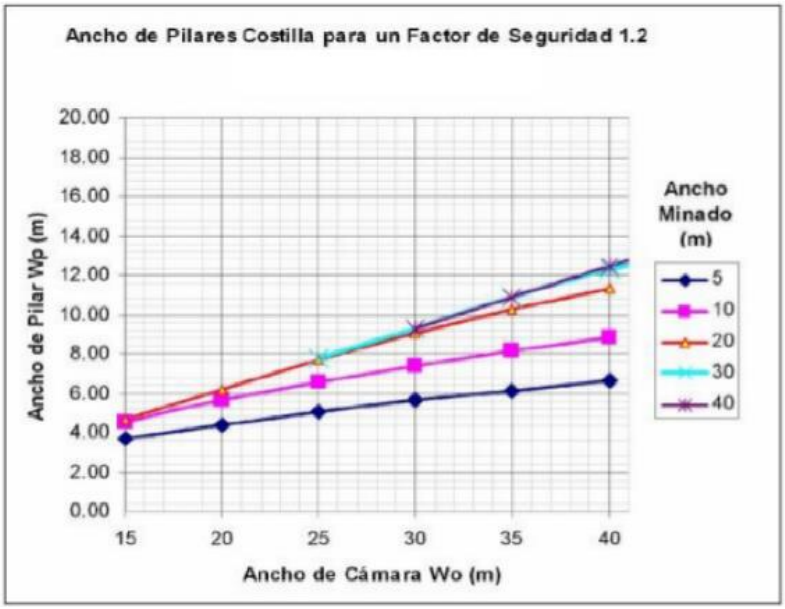

Figura N° 8: Dimensionamiento de Pilar
Fuente: Ing. Braulio Castillo Anyosa

Preparación:

- Nivel base o producción (Nivel de transporte) cada 45 -120 m.
- Estocadas de carguío.
- Embudos o zanjas recolectoras de mineral (desarrollo de galería).
- Chimenea o rampa de acceso a los subniveles de perforación.
- Subniveles de perforación conforme a la geometría del cuerpo mineralizado cada 10 - 30 m. (Castillo Anyosa, 2015) (Ver figura N° 9)

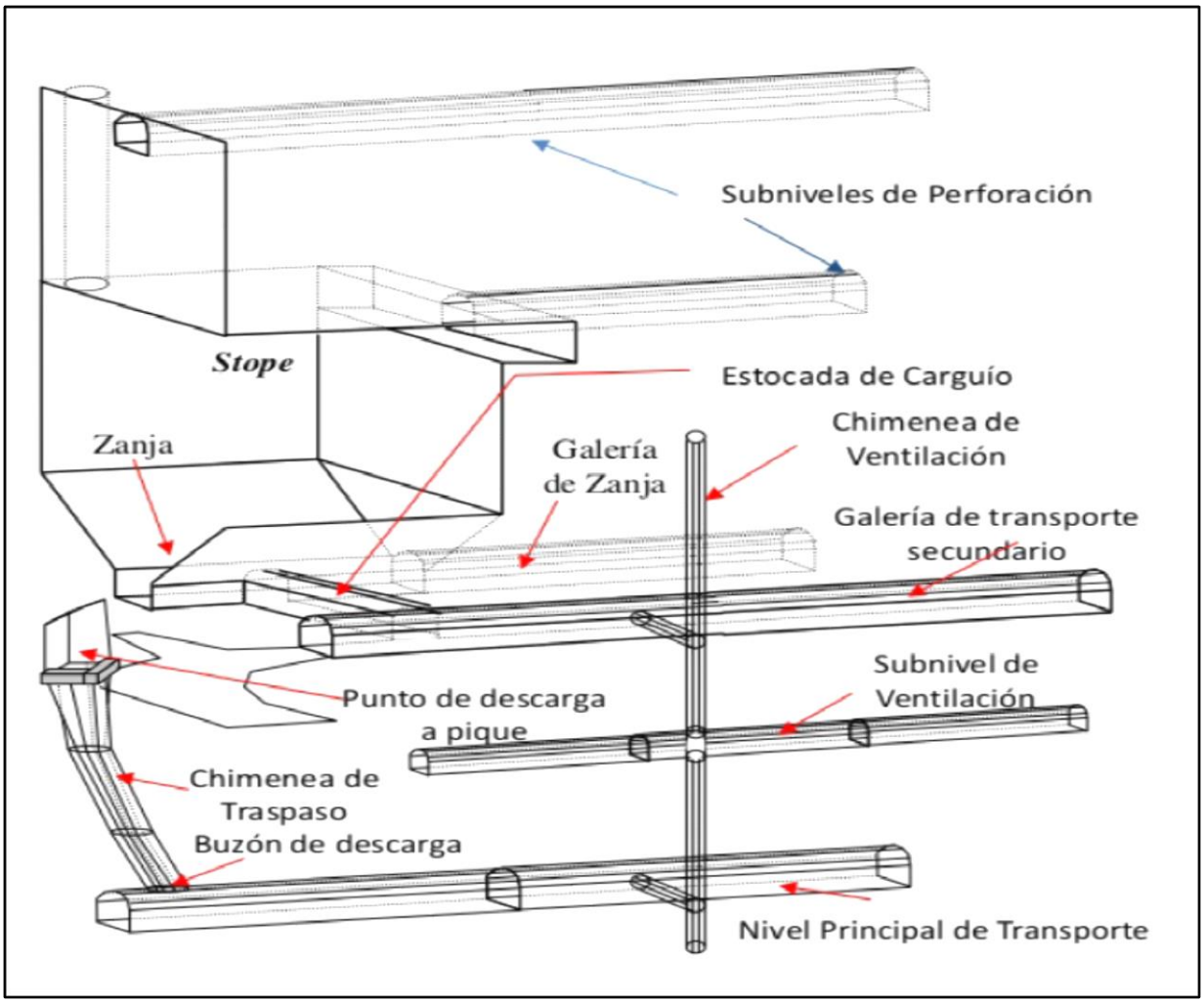

Figura N° 9: Labores de preparación
Fuente: Ing. Braulio Castillo Anyosa

2.2.2. Selección del método de minado según Nicholas

(Rodríguez Cayllahua, 2016). Esta es la secuencia lógica de los parámetros a tener en cuenta para la elección de un método de minado. Algunos parámetros a tener en cuenta son:

- Las condiciones del terreno de la caja piso (Footwall), caja techo (Hanging wall) y mineral
- Las características físicas y geológicas del yacimiento.
- Minería y de capital costos.
- Ritmo de extracción de minería.
- Consideraciones ambientales.
- Disponibilidad y costo de mano de obra.

Para ello existen varios autores que han elaborado metodologías para seleccionar el mejor método de minado como:

- Boshkov and Wright(1973)
- Hartman (1987)
- Morrison (1976)
- Laubscher (1981)
- Nicholas (1981)

Metodología de Nicholas:

Los siguientes parámetros son considerados en la metodología: (Ver figura N° 10).

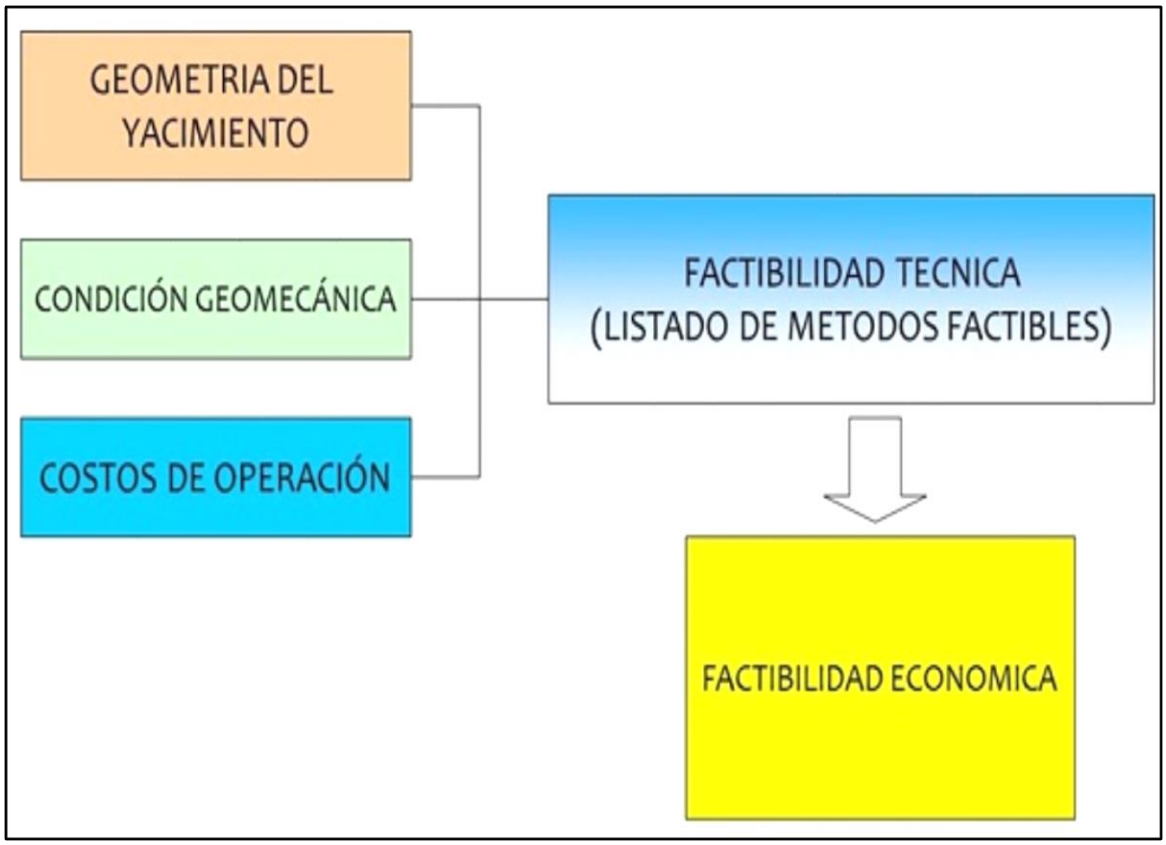

Figura N° 10: Parámetro de la metodología de Nicholas
Fuente: Nicholas 1981

Parámetros a tener en cuenta:

a) Geometría del Yacimiento

- ✓ Descripción de la geometría del yacimiento
- ✓ Descripción de la potencia del yacimiento
- ✓ Descripción de la inclinación del yacimiento
- ✓ Descripción de la profundidad del yacimiento
- ✓ Descripción de la distribución de leyes en el yacimiento

b) Características Geotécnicas del proyecto

- ✓ Resistencia de la Roca Intacta
- ✓ Numero de estructuras
- ✓ Condición de las estructuras

c) Costos de Operación

a) Geometría del yacimiento

a.1) Descripción de la geometría del yacimiento

- Yacimiento Equidimensional o masivo: dimensiones similares en todas las direcciones
- Yacimiento tabular o elongado: dos direcciones son predominantes
- Yacimiento Irregular: dimensiones del yacimiento varian en distancias cortas.

a.2) Descripción de la potencia del yacimiento

- Baja potencia : 0 - 10 m
- Potencia Intermedia : 10 - 30 m
- Potente : 30 - 100 m
- Muy potente : > 100 m

a.3) Descripción de la inclinación del yacimiento

- Horizontal : 0 - 20°
- Intermedio : 20° - 55°
- Vertical : > 55°

a.4) Descripción de la profundidad del yacimiento

- Esfuerzo vertical : sv = 0.027 * H
- H = profundidad (m)

a.5) Descripción de la distribución de leyes en el yacimiento

- Uniforme : Leyes diseminadas en el yacimiento
- Gradacional : Existen distintas leyes que gradualmente cambian en el espacio

- Errática : Existen bolsones de ley sin un claro patrón.

b) Características geotécnicas del yacimiento:

Se caracteriza el mineral, pared colgante y pared yacente

b.1) Resistencia de la Roca Intacta

- Poco competente : UCS/sv <= 8
- Competencia intermedia : 8 < UCS/sv <= 15
- Competencia alta : ===> UCS/sv > 15

b.2) Número de estructuras

- Muy fracturado . ===> ff/m: > 16 ff/m
- Fracturado : ===> ff/m: 10-16 ff/m
- Poco fracturado : ===> ff/m: 3 – 10 ff/m
- Muy poco fracturado : ===> ff/m: > 3 ff/m

b.3) Condición de las estructuras

- Poco Competente: estructuras sin relleno o con relleno con una resistencia menor a la roca intacta
- Competente: estructuras sin relleno con superficie rugosa
- Muy Competente: estructuras con relleno de mayor resistencia que la roca intacta

(Ver página siguiente, Tablas valoración de Nicholas)

Tablas de valoración de Nicholas:

A: Tipo de Yacimiento

Tabla N° 2: Tablas de valoración de Nicholas

1. Yacimiento	Forma general yacimiento			Potencia del yacimiento			
Metodo explotación	Masiva	Tabular/platy	Irregular	Baja	Intermedia	Alta	Muy alta
Rajo Abierto	3	2	3	2	3	4	4
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4
Sublevel Stoping	2	2	1	1	2	4	3
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	3
Longwall mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49
Shrinkage Stoping	2	2	1	1	1	2	4
Cut and Fill Stoping	0	4	2	4	4	0	0
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4
Square Set	0	2	4	4	4	4	1

1. Yacimiento	Orientación			Distribución de las leyes		
Metodo explotación	Horizontal	Intermedia	Vertical	Uniforme	Gradacional	Errático
Rajo Abierto	3	3	4	3	3	3
Block Caving	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stoping	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	1	1	4	4	2	0
Longwall mining	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stoping	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stoping	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	4	1	2	4	2	0
Square Set	2	3	3	3	3	3

2.2.3. Optimización de la producción

Los proyectos mineros enfrentan a muchos desafíos a medida que pasan de la visión a la realidad. La optimización de la producción tiene por objetivo el de aumentar leyes, tonelajes, reducir riesgos y aumentar la rentabilidad, con la ejecución y producción de diseños con la planificación minera que se ajusten a las fluctuaciones de los

precios del producto y el costo de capital con una visión estratégica de la operación minera.

La optimización se realiza en base a la planificación que tiene un modelamiento económico con un enfoque único y eficaz que puede ofrecer un cambio radical en el rendimiento económico. La optimización del proyecto ofrece muchos beneficios:

- Un diseño de mina integrado basado en análisis financieros convincentes y defendibles.
- Un desglose compartimentado entre disciplinas de ingeniería (por ejemplo: geo metalurgia, ingeniería minera, ingeniería de procesos e infraestructura) para incrementar la confianza en los resultados del estudio.
- Mayor confianza en la información presentada a inversionistas.
- Aumento de ganancias.
- Mayor rentabilidad para los accionistas.
- Reducción de los riesgos del proyecto. (Ausenco, 2018).

2.3. Definición de Términos

OPEN STOPING: Espacio abierto.

ANFO: Es una mezcla explosiva adecuadamente balanceada en oxígeno. Está formulado con 93.5 a 94.5% de Nitrato de Amonio en esferas y 6.5 a 5.5% de combustible líquido pudiendo ser; Petróleo residual o la combinación de petróleo residual más aceite quemado.

BANCO: Unidad básica de explotación en forma de gran escalón constituido por un plano vertical, o frente, y un plano horizontal, o plataforma de trabajo.

BERMA: Plataforma horizontal de un banco cuando llega a la posición final de la excavación.

BURDEN: Distancia del taladro hacia la cara libre.

BOTADERO: Lugares especialmente destinados para recibir el material estéril de la mina a tajo abierto y los ripios que se obtienen al desarmar pilas de lixiviación.

BOCAMINA: Boca que sirve de entrada a una mina.

BUZÓN: Construcción en el maderamen de las galerías, que permiten el descenso de la carga.

CARGUIO: Es el traslado de material quebrantado, roto disgregado, desde el frente de voladura hasta la tolva del vehículo.

CAPATAZ: Jefe de cuadrilla de obreros.

CARTUCHO: Explosivo.

CONTRATISTA: Nombre que recibe el operario que está a cargo de una maestra en reparación.

CHANCADO: Proceso mediante el cual se disminuye el tamaño de las rocas mineralizadas triturándolas con chancadoras y molinos.

CAJA: La parte estéril, a ambos lados de las menas, que comprende los hastiales, luscas y guarda vetas. Término que también se aplica a los fragmentos de roca que sale en las voladuras de los parajes.

CATEO: Búsqueda de minerales con cateador, pala, pico, punta, combo y barreno. El término se usa también para la pequeña labor minera realizada con anterioridad.

CAPACITACIÓN: Consiste en instruir conocimientos teóricos y prácticos del trabajo a los participantes.

EMPRESA MINERA: Es la persona jurídica, que ejecuta las acciones y trabajos de la actividad minera de acuerdo a las normas legales vigentes, diseños, métodos de explotación, estándares, procedimientos y prácticas establecidas.

EXPLOSIVOS: Son compuestos químicos susceptibles de descomposición muy rápida que generan instantáneamente gran volumen de gases a altas temperaturas, y presión ocasionando efectos destructivos.

FULMINANTE: Término utilizado para designar las cápsulas explosivas de un tipo común que se emplean con mecha para iniciar la detonación.

LEY DE CORTE: Corresponde a la ley más baja que puede tener un cuerpo para ser extraído con beneficio económico.

MECHA LENTA: Es un accesorio para voladura que posee capas de diferentes materiales que cubren el reguero de pólvora.

MINA: Para fines de fiscalización, incluye a todo:

a) Lugar donde se ha realizado rotura de la corteza terrestre o cualquier excavación hecha para explorar o producir minerales metálicos y no metálicos con título de concesión minera.

b) Actividad incluida perforaciones de exploración, explotación, beneficio, depósito de desmonte, relaves, plantas de tratamiento de aguas de mina, entre otros.

c) Mina cerrada o abandonada.

OPERACIONES MINERAS: Conjunto de medios mineros que se ponen en juego para conseguir un resultado favorable durante y después de la actividad minera (Ver definición de actividad minera).

RAMPA: Plano helicoidal dispuesta para el desplazamiento de maquinarias, carga de un Banco o nivel a otro.

RIESGO: Es la posibilidad/probabilidad de que haya pérdida.

TAJO: Corte hecho con instrumento adecuado, sitio hasta donde llega la cuadrilla de operarios que trabaja avanzando sobre el terreno.

VOLADURA: Es la operación unitaria del minado destinado a la acción y efecto de volar por el aire y hacer saltar con violencia alguna cosa.

YACIMIENTO: Es una concentración anómala de uno o varios minerales (metálicos o no metálicos) en la corteza terrestre, en cantidad suficiente como para ser extraídos con beneficios económicos.

CAPITULO III: METODOLOGÍA

3.1. El Problema

En la actualidad con el avance de la ciencia y tecnología la elección e implementación de un método de explotación subterránea requiere de una planificación minera subterránea que tenga parámetros ajustables al modelamiento económico que se ajuste a las fluctuaciones de los precios de los metales, la necesidad de incrementar la producción y la rentabilidad de la mina hace que las se piense en métodos de explotación cuyas velocidades de extracción sean optimas basadas en un profundo conocimiento de los mismos. También asume una compresión del control de tierra y manipulación de los equipos de excavación, extracción y transporte. En el procedimiento formal de diseño de una mina y la elección de los métodos de minería continúa, luego de los estudios geológicos y geotécnicos son muy aplicables en la actualidad. Esta necesidad hace que la optimización basada en un diseño de mina integrado basado en análisis financieros convincentes y defendibles. Esta traerá

mayor confianza en la información presentada a inversionistas, aumentara las ganancias, se tendrá mayor rentabilidad para los accionistas y se reducirá los riesgos en el proyecto. Los avances de la ciencia y tecnología durante las últimas décadas han logrado determinar nuevos métodos de explotación subterránea, métodos de minado masivos vasados y determinados numéricamente y que han sido aplicados en otras minas de similares características han demostrado su aplicabilidad y valides se su formulación.

3.1.1. Descripción de la realidad

La necesidad de incrementar la producción de mineral en la compañía minera A.C. Agregados S.A.C. Los precios de los metales que tienen en la actualidad valores expectantes con tendencia a una ligera alza hacen que se piense en incrementar las velocidades de producción y de esta manera alcanzar máximas rentabilidades bajo las condiciones geológicas geomecánicas y económicas.

3.1.2. Identificación y selección del problema.

La falta de mineral para planta en forma sostenida y constante hace que se necesite de la optimización de la producción mediante la Aplicación del método de explotación Open Stoping en la compañía minera A.C. Agregados S.A.C. - AÑO 2017.

3.1.3. Formulación del Problema

Formulación del problema General:

¿Cómo optimizar la producción mediante la Aplicación del método de explotación Open Stoping, compañía minera A.C. Agregados S.A.C. - Año 2017?

Formulación de preguntas Específicas:

1. ¿Son favorables los factores geológicos y geomecánicos de la Mina A.C. Agregados para aplicar el método de explotación Open Stoping?

2. ¿Se optimizara la producción de mineral al aplicar el método de explotación Open Stoping,?

3.1.4. Objetivos de la investigación

3.1.4.1. Objetivo General

Optimizar la producción mediante la Aplicación del método de explotación Open Stoping, en la compañía minera A.C. Agregados S.A.C. - AÑO 2017.

3.1.4.2. Objetivos Específicos

1. Verificar que se puede aplicar el método de explotación Open Stoping con los factores geológicos y geomecánicos de la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

2. Verificar que se optimizará la producción del mineral al aplicar el método de explotación Open Stoping.

3.1.5. Justificación e importancia

La compañía minera A.C. Agregados S.A.C. tiene como meta prioritaria la de mejorar y ampliar la producción, para hacer frente al requerimiento de la planta metalúrgica de tener una cuota constante de mineral tanto en calidad como en cantidad para mantener la rentabilidad proyectada da por el departamento de ingeniería mina.

Por medio de esta investigación se mejorará los niveles de producción al dar estándares de producción los cuales serán aplicado para obtener una buena optimización garantizando de esta manera que la empresa obtenga la máxima rentabilidad.

3.1.6. Alcances

El método de explotación Open Stoping se aplicara en todos los tajos nuevos y en la recuperación de puentes y pilares dejados, además puede ser aplicado a otros yacimientos con similares características.

3.1.7. Limitaciones

La principal limitación fue la del tiempo ya que la explotación minera subterránea no para y para la oficina de ingeniera es un reto la programación y control del proceso en sus diferentes etapas de la misma a involucrado la participación de varias disciplinas: Ingeniería de Minas, Geología, Electromecánica, Electrónica, Sistema, Civil, Ambiental, Economía y especialidades tales como la Geomecánica, Geotecnia e Hidrogeología, entre otras.

3.2. Hipótesis

Hipótesis de investigación (Hi):

La optimización de la producción es factible mediante la aplicación del método de explotación Open Stoping, bajo las mismas condiciones geológicas, geomecánicas de la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

3.3. Variables

Variable Independiente (x):

Optimización de la producción.

Variable dependiente (y):

Aplicación del método de explotación Open Stoping.

3.3.1. Operacionalización de variables

Tabla N° 3: Operacionalización de variables

NOMBRE DE LA VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES	TIPO
Optimización de la producción.	➢ Comportamiento geo - mecánico	➢ Nivel de características del macizo rocoso a tener en cuenta para el diseño de mina.	Cuantitativa
	➢ Diseño de mina	➢ Infraestructura que considera tres aspectos principales: seguridad, operatividad y productividad.	Cuantitativo
	➢ Estabilidad de las excavaciones	➢ Sostenimiento con Split set	Cuantitativa
	➢ Método Open Stoping	➢ Procedimiento de extracción del mineral donde se considera el porcentaje de recuperación y dilución del mineral.	Cuantitativa
Aplicación del método de explotación Open Stoping.	➢ Enfoque de diseño	➢ Inclusión de hipótesis sobre fallas y decisiones respecto a las mejores metodologías que serán usadas.	Cualitativa
	➢ Chutes	➢ Estructura cuya función es de acumular el mineral de los diferentes niveles, desde el inicio del transporte con las locomotoras hacia exterior mina	Cuantitativa

Fuente: Adaptación propia.

3.4. Diseño de la investigación

3.4.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación según el objeto de estudio, es aplicada ya que es la utilización de los conocimientos ya que posibilita la aplicación de conocimientos al proceso productivo.

3.4.2. Nivel de la investigación

El nivel será de investigación descriptiva tranversal.

3.4.3. Diseño de investigación

La investigación es no experimental transversal.

3.4.4. Método

Se empleará el método deductivo donde el proceso de los conocimientos se inicia por la observación de fenómenos de carácter general con el propósito de llegar a conclusiones particulares contenidos explícitamente en la situación general.

3.4.5. Población y muestra

Población

La población está constituida por todos los tajos de la mina A.C. Agregados SAC.

Muestra

Serán los tajos nuevos ubicados entre el nivel 1 y el nivel 2.

3.4.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Para la recolección de la información se utilizaron las siguientes técnicas:

Observación directa: Se realizó un monitoreo de las principales actividades ejecutadas para lograr detectar los factores geológicos y geomecánicos.

Entrevistas no estructuradas: Se realizaron una serie diálogos no estructurados con personal especializado, con el fin de obtener información detallada sobre las actividades ejecutadas y el proceso en sí mismo.

Revisión documentaria referencial: Estuvo orientada a la obtención de información general de la empresa. Además, se realizó el estudio de la bibliografía y los informes documentados a fin de aplicar lo más acertadamente a los requerimientos de extracción.

3.4.7. Metodología de recolección de datos

En la elaboración del presente trabajo de tesis se ha seguido dos etapas consistentes en:

- **Trabajo de campo:** Consistente en recoger la información y registro de la línea geológica y geomecánica para establecer el método de explotación Open Stoping.
- **Trabajo de gabinete:** Los datos que se recolectarán mediante las técnicas precisadas con sus respectivos instrumentos, serán tratados utilizando herramientas como: Microsoft Word y programas estadísticos como Análisis de datos del Microsoft Excel

CAPITULO IV: RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1 Descripción de la realidad y procesamiento de datos

En el método de explotación por espacio abierto conocido también como “open stoping" el mineral se arranca por franjas horizontales o es cortado en rebanadas horizontales, el avance es ascendente generando espacio abierto mientras se hace el ciclo del tajeo. El espacio abierto es un método utilizado con buzamientos pronunciados donde el mineral es lo suficientemente resistente para mantener sin soporte tanto las rocas encajonantes como el techo del tajeo.

Para hacer la plataforma de perforación en los tajos se utiliza gran cantidad de madera con diámetros de 6”, 7” y 10’ de largo y tablas de 2”x8”x10’.

Actualmente el método es utilizado generalmente en vetas angostas de buena ley, las que no pueden ser mecanizadas, o en pequeñas operaciones donde el costo de operación es aceptable. La existencia de este tipo de yacimiento, hace que el autor

proponga este método como alternativa de aumentar la producción y las utilidades de compañía minera A.C. Agregados S.A.C. en el año 2017.

4.2 Condiciones para su aplicación método de explotación "open stoping"

Este método de explotación es aplicado para vetas de fuerte buzamiento(mayor a 60°), con elementos del yacimiento regulares que permite la extracción del mineral por gravedad, con rocas encajonantes estables.

Se requiere las siguientes características del yacimiento:

- El yacimiento debe tener un buzamiento mayor a 60°, para asegurar el buen posicionamiento entre máquina y perforista.
- Consistencia del mineral relativamente firme, para mantener el techo sin sostenimiento.
- El rumbo y potencia no necesariamente deben ser uniformes.
- El cuerpo mineralizado debe ser regular en cuanto a su forma, de lo contrario el mineral queda en las rocas encajonantes, o presenta alta dilución.
- Las rocas encajonantes deben ser relativamente estables.
- El mineral no necesariamente debe presentar ley uniforme.
- La potencia de mineral debe presentarse hasta 2 m.

Condiciones geológicas:

- El yacimiento Arequipa M tiene las características favorables para aplicar el método open stoping, la cuales son las siguientes.
- El yacimiento presenta estructuras mineralizadas firmes por tanto casi no requiere elemento de sostenimiento, lo cual permite dar mayor seguridad a las labores mineras y tajeas.

- La veta tiene un buzamiento que varía de 70º a 85º de buzamiento; lo que permite adecuado colocado de puntales en línea y entablado sin dejar espacios, y el posicionamiento del perforista con la maquina sea adecuado y no se tenga incomodidad al momento de la perforación.
- La potencia del mineral varía desde 0.10m hasta 2m.
- Las rocas encajonantes tienen una estabilidad consistente y una alta dureza.

Geometría del Yacimiento y Distribución de Leyes:

- El yacimiento mineralógico se presenta en la veta Arequipa M que presenta unas rocas encajonantes muy competentes ya que demuestran poca plasticidad y alcanzan el límite de rotura sin haber llegado a sufrir una deformación plástica; las potencias varían de 0.1m – 2m y buzamiento está en 70º - 85º NE. La mineralización es de tipo hidrotermal de mesotermal a epitermal. Los principales elementos metálicos son plomo, plata, zinc. Hasta la actualidad se ha cubicado reservas de mineral probado y probables hasta 80 000 Tm con promedio de Ag 8 onzas/tonelada, Pb 2.59%, Zn 5.8%.

Equipo de mina empleado:

Perforadoras:

- La empresa cuenta con 8 stoppers y 10 jack legs de mecanismos de rotación y percusión que funciona con energía neumática y tramitan a la superficie de perforación con varillas cónicas y brocas con insertos. Estas perforadoras son marca RNP.

Locomotoras a Batería:

- El trasporte en open stoping se realiza por medio de equipos sobre rieles. En el transporte con locomotoras se tiene las siguientes características:

  - La vía férrea necesita una cuidadosa instalación.
  - Son de volumen considerable y de alta producción en largas distancias y generan bajos costos unitarios por viaje.
  - Requiere de un alto costo de inversión.
  - No pueden moverse en pendientes mayores del 3%.
  - Las Locomotoras a Batería son máquinas que en su diseño tienen semejanza a las Locomotoras Trolley que funcionan con corriente eléctrica continua proveniente de acumuladores o baterías de tipo ácido o básico; se utilizan para transporte de pequeños tonelajes, distancias cortas y niveles secundarios.

    Ventajas y desventajas

    - Son de simple operación, solo requieren instalación de riel.
    - Por su relativa seguridad puede usarse en minas de carbón.
    - Para su operación no se requiere alta inversión.
    - Es necesario contar con una estación de carga para baterías.
    - Su aplicación es limitada a cierto radio de acción y pequeños tonelajes
    - Entre las marcas más conocidas se tiene: B.E.V, Clayton, Goodman, General Electric, etc.

- En el nivel 4 se extrae mineral con carros mineros tipo “U” con volteo lateral con capacidad de 2 toneladas, de cada nivel se llena en el echadero de interior mina que comunica todos los niveles, donde se alimenta a los chutes o echaderos.
- La línea ferroviaria para la locomotora y el carro minero, tiene las características siguientes:
- La collera de riel es de 5m que están montadas sobre durmientes de madera labrada de 4”x5”x4’ que se coloca a un metro de distancia y sirven para mantener un nivel adecuado, sus accesorios son:
- Sapa y lengua para hacer los cambios de los carros mineros, desvíos, accesos a otras labores desde la galería principal. Eclisas por collera que sirven para empatar los rieles. Se usa Santiago para dar radio de giro al riel. Se usa 24 clavos para fijar el riel en los durmientes, 16 pernos, 16 tuercas.
- Palas Neumáticas: Las palas mecánicas son de la marca Eimco, las cuales cargan a los carros mineros de aproximadamente 2 Tm de capacidad para ser acarreados con locomotoras hasta el echadero de mineral.
- **Ventiladores Mecánicos:** La ventilación de las labores de la mina “Ac Agregados” se realiza por ventilación natural y ventilación mecánica. Se utiliza ventiladores axiales de 5000 CFM para insuflar el flujo de aire a las labores mineras; con el

objeto de remover el aire contaminado generado en los frentes de trabajo.

4.3 Fases o Etapas de Operación del Método de Explotación por Open Stoping

Las etapas o pasos que se siguen para obtener un buen resultado de la explotación de un yacimiento son:

1. Desarrollo
2. Preparación
3. Minado
4. Extracción (jale).

4.3.1. Desarrollo

El acceso a las zonas de explotación es a través de galerías construidas sobre veta o en estéril (cortada). Las labores de desarrollo se realizan sobre veta con una sección de 8'x8' lo cual permite determinar el comportamiento de la veta, determinar sus leyes y cubicar el mineral.

Esta galería se ejecuta en niveles a diferentes cotas, los sirven también como labor principal como acceso y transporte de mineral, se efectúan a una diferencia de altura de 40m a 80m.

Operaciones unitarias en labores de desarrollo

a) **Perforación:** La perforación de las galerías de la mina Ac Agregados, se realiza con equipo convencional Jack Leg y barrenos de 6 pies. Se aplican cortes paralelos de 5, 6, 7, 9 taladros (corte quemado) según la dureza de la roca. El numero taladros requeridos para un frontón de

8’x8’ depende del tipo de roca, el grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de brocas disponible.

b) **Limpieza:** La limpieza se realiza con las palas neumáticas, las cuales cargan a los carros mineros de aproximadamente de 2 Tm de capacidad para ser acarreados con locomotoras hasta los echaderos.

c) **Voladura:** Los taladros del frente de desarrollo para su disparo se cargan con cartuchos de emulsión famesa (7.7/8 pulgadas) de 65%, Cármex de 7’ y mecha rápida.

d) **Ventilación:** En la ventilación se utiliza un Ventilador Axial de 5000 CFM de esta manera se ventila el frente disparado y se insufla aire fresco y libre de contaminantes apto para el normal desempeño de los trabajadores.

e) **Sostenimiento:** Se usan como sostenimiento cuadros de madera en las zonas de poca resistencia de la roca y zonas fracturadas. Mayormente se está usando en labores de desarrollo que presentan panizo y roca tipo IIIB. Los cuadros de madera que están usando tienen forma cónica y se les coloca a cada 1 m de distancia.

Los cuadros de madera son armazones que están unidos entre sí por destajes o por elementos exteriores de unión. Entre los elementos básicos de un cuadro de madera tenemos:

- **Poste:** Es una pieza de madera que se usa como columna para el soporte de la carga trasmitida por el terreno, 10” de diámetro.
- **Sombreo:** Pieza de madera que se usa como viga para soportar la carga del techo, de 8” de diámetro.

- **Tirante:** Pieza de madera que nos sirve para mantener la distancia en los cuadros y proporciona mayor estabilidad a la estructura, tiene 4 pulgadas de diámetro y la longitud de acuerdo a la distancia entre cuadros es de 1 m.

Perforacion y voladura en galería

Especificaciones técnicas de la labor:

- Sección: 8'x8'
- Roca: Dura.
- Peso específico: 2.5 Tm/m3.

Parámetros de perforación:

Tabla N° 4: Valores para la obtención de E y k

TIPO DE ROCA	E (m)	K
Competente	0.5-0.25	2.0
Buena	0.6-0.65	1.5
Mala	0.7-0.75	1.0

Fuente: Elaboración propia

- Longitud de taladros = 6 pies.
- $$N^{o} = \frac{P}{E} + KS$$
- $$P = 4\sqrt{S}$$
- Nº = Numero de taladros

Dónde:

E = Espaciamiento.

S = Área de la sección.

P = Perímetro.

K = 2 (Roca dura).

S = 5.76 m2

P = 9.6 m

N = 33Taladros.

- Datos tomados en el frente de trabajo (promedio).
- Tiempo de penetración/taladro = 4 min 18 seg
- Tiempo muerto/taladro = 30 seg
- Tiempo de perforación/taladro = 4 min 48 seg
- Nº de taladros = 33
- Total tiempo de perforación = 2hr 38min
- Longitud/taladro 1.8x83% = 1.5 m/tal.
- Velocidad de penetración/taladro = V (Pn/t)
- V (Pn/t) = log. Total del taladro/tiempo de penetración
- V (Pn/t) = 1.5 m / 4 min 18 seg = 0.35 m/min
- Velocidad de perforación/taladro = V (Pt/t)
- V (Pt/t) = Long total del taladro/tiempo de perforación
- V (Pt/t) = 1.5 m / 4 min 48 seg = 0.31 m/min

Parámetros de voladura

Explosivos usados:

- Emulnor: 7/8”x7” – 65%

- Cármex: 7 pies.
- Mecha Rápida.

Carguío total:

- Cármex: 32 unidades.
- Mecha Rápida: 10 m.

Emulnor:

- Columna de carga = 7 cartuchos/taladro + 1 cebo. (8x8)
- Columna de carga = 8 cartuchos/taladro (arranque y ayudas)
- Columna de carga = 6 cartuchos/taladro + 1 cebo.
- Columna de carga = 7 cartuchos/taladro.
- Cantidad de explosivo
- 232 cartuchos x 0.098 Kg/cartucho = 22.34 Kg.
- Factor de manipuleo de explosivo = 5% (232x1.05)
- Cex: Carga explosiva por frente.
- Cex: Número de Cartuchos por frente x el peso en Kg/cartucho.
- Cex = 244 cartuchos x 0.098 Kg/cartucho = 23.91 Kg
- Carga explosiva/taladro = 23.91 Kg/31 tal = 0.72 Kg/tal = 0.49 Kg/m

Producción por disparo

- Sección (S) = 2.4 m x 2.4 m = 5.76 m2
- Longitud de taladro (L).
- L = 1.8 m x 83% = 1.5 m.

Calculo de volumen a romper (V)

- V = SxL = 5.76x1.5 = 8.64 m3
- Volumen/taladro = 8.64/33 = 0.26 m3/tal.
- Tonelaje roto por disparo (Tm/disp.) = Td
- Td = V x Peso específico = 8.64 m3 x 3 Tm/m3 = 23.91 Tm (2.5 Tm/m3 se aplica para desmonte).

Factor de carga

$$Fc = \frac{\text{Cex}}{V}$$

$$Fc = \frac{23.91}{8.64} = 2.77 \text{ Kg/m3}$$

FACTOR DE POTENCIA

$$Fp = \frac{\text{Cex}}{Td}$$

$$Fp = \frac{23.91}{21.6} = 1.11 \text{ Kg/Tm}$$

Chimeneas de desarrollo

La chimenea de desarrollo, es aquella que comunica a los niveles con la finalidad de realizar una cubicación por block de explotación, para lo cual se desarrollan dos chimeneas de iguales características, y realizadas en paralelo, con perforadoras tipo STOPER, para la perforación vertical que se realiza, la sección de estas chimeneas son de 1.5m x 1.5m y 1.5mx2.4m. Con longitud de 50 m, a continuación se realiza una descripción detallada de cada una de

las operaciones unitarias que se realizaron durante la ejecución de estas labores de desarrollo.

El acceso a los tajos se realiza a través de chimeneas. El avance es de forma vertical o inclinada; al realizar el disparo toda la carga va hacia la galería o un buzón preparado adecuadamente y posteriormente extraída hasta los echaderos de mineral o desmonte.

Operaciones unitarias en chimenea

a) **Perforación:** La perforación de las chimeneas de desarrollo en la mina Ac Agregados, se realiza con maquina convencional stopper. Se aplican cortes paralelos de 1.5 m y la malla de perforación se aplica según la dureza de la roca. El número de taladros requeridos para un disparo en una chimenea de 5'x5' y 5'x8' depende de roca, grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponible.

b) **Limpieza:** La limpieza se realiza con locomotora y carros mineros aproximadamente de 2 Tm, el carguío a los carros mineros se realiza con pala neumática.

c) **Voladura:** Los taladros de la chimenea de desarrollo para su disparo se cargan con cartuchos de emulnor (7/8"x7") de 65%, Cármex de 7' y mecha rápida según la cantidad de taladros que requiera la malla de perforación.

d) **Ventilación:** Se ventila con la tercera línea de ventilación; que es instalada desde la tubería de 2" y así insuflar aire fresco y libre de contaminantes apto para el desempeño de los trabajadores.

e) **Sostenimiento:** En las chimeneas en la mina Ac Agregados se usan puntales de avance (redondos de 5” y 6”) a cada metro de avance de la chimenea y en momento de perforación se coloca una plataforma encima de los puntales de avance, además sirve como guarda cabeza a la hora de subir a la chimenea para así continuar el ciclo de minado.

Perforación y voladura en una chimenea simple

Especificaciones técnicas de la labor:

- Sección: 1.5 m x 1.5 m
- Roca: Dura
- Peso específico: 2.7 Kg/m3

Parámetros de perforación

- Longitud de taladros = 6 pies.
- $N^{o} = \frac{P}{E} + KS$
- $P = 4\sqrt{S}$
- Nº = Numero de taladros

  E = Espaciamiento.

  S = Área de la sección.

  P = Perímetro.

  K = 2 (Roca dura).

  S = 2.25 m2

  P = 6 m

N = 18Taladros.

Datos tomados en el frente de trabajo (promedio).

- Tiempo de penetración/taladro = 4 min 22 seg
- Tiempo muerto/taladro = 35 seg
- Tiempo de perforación/taladro = 4 min 57 seg
- Nº de taladros = 18
- Total tiempo de perforación = 1 hr 29 min
- Longitud/taladro 1.8x83% = 1.5 m/tal
- Velocidad de penetración/taladro = V (Pn/t)
- V (Pn/t) = log. Total del taladro/tiempo de penetración
- V (Pn/t) = 1.5 m / 4 min 22 seg = 0.34 m/min
- Velocidad de perforación/taladro = V (Pt/t)
- V (Pt/t) = longitud total del taladro/tiempo de perforación
- V (Pt/t) = 1.5 m / 4 min 57 seg = 0.30 m/min

Voladura

Explosivos usados:

- Emulnor: 7/8”x7” – 65%
- Cármex: 7 pies.
- Mecha Rápida.

Carguío total:

- Cármex: 17 unidades.

- Mecha Rápida: 5 m.
- Emulnor:
- Columna de carga = 7 cartuchos/taladro + 1 cebo.
- Columna de carga = 8 cartuchos/taladro (arranque y ayudas) = 8X8
- Columna de carga = 6 cartuchos/taladro + 1 cebo.
- Columna de carga = 7 cartuchos/taladro = 7X9
- Cantidad de explosivo
- 127 cartuchos x 0.098 Kg/cartucho = 12.45 Kg.
- Factor de manipuleo de explosivo = 5% (133)
- Cex: Carga explosiva por frente.
- Cex: Número de Cartuchos por frente x el peso en Kg/cartucho.
- Cex = 133 cartuchos x 0.098 Kg/cartucho = 13.03 Kg
- Carga explosiva/taladro = 13.03 Kg/18 tal = 0.72Kg/tal = 0.49 Kg/m

Producción por disparo

- Sección (S) = 1.5 m x 1.5 m = 2.25 m2
- Longitud de taladro (L).
- L = 1.8 m x 83% = 1.5 m.
- Calculo de volumen a romper (V)
- V = SxL = 2.25x1.5 = 3.38 m3
- Volumen/taladro = 3.38/31 = 0.20 m3/tal.
- Tonelaje roto por disparo (Tm/disp.) = Td

- Td = V x Peso específico = 3.38 m3 x 2.7 Tm/m3 = 9.11Tm (2.7 Tm/m3 se aplica para desmonte en chimenea).

Factor de carga

- $$Fc = \frac{\text{Cex}}{V}$$
- $$Fc = \frac{13.03}{3.38} = 3.86 \text{ Kg/m3}$$

Factor de potencia

- $$Fp = \frac{\text{Cex}}{Td}$$
- $$Fp = \frac{13.03}{9.11} = 1.43 \text{ Kg/Tm}$$

Perforación y voladura en chimenea (doble compartimiento)

Especificaciones técnicas de la labor

- Sección: 1.5 m x 2.4 m
- Doca: Dura.
- Peso específico: 2.7 Kg/m3

Parámetros de perforación

- Longitud de taladros 6 pies.
- $$N^{o} = \frac{P}{E} + KS$$
- $$P = 4\sqrt{S}$$
- Nº = Número de taladros

E = Espaciamiento.

S = Área de la sección.

P = Perímetro.

K = 2 (Roca dura).

S = 3.6 m2

P = 7.59 m

N = 24 Taladros.

Datos tomados en el frente de trabajo (promedio).

- Tiempo de penetración/taladro = 4 min 22 seg
- Tiempo muerto/taladro = 35 seg
- Tiempo de perforación/taladro = 4 min 57 seg
- Nº de taladros = 24
- Total tiempo de perforación = 1 hr 59 min
- Longitud/taladro 1.8x83% = 1.5 m/tal
- Velocidad de penetración/taladro = V (Pn/t)
- V (Pn/t) = log. Total del taladro/tiempo de penetración
- V (Pn/t) = 1.5 m / 4 min 22 seg = 0.41 m/min
- Velocidad de perforación/taladro = V (Pt/t)
- V (Pt/t) = longitud total del taladro/tiempo de perforación
- V (Pt/t) = 1.5 m / 4 min 57 seg = 0.36 m/min

Voladura

- Explosivos usados:
- Emulnor: 7/8”x7” – 65%
- Cármex: 7 pies.
- Mecha Rápida.

Carguío total:

- Cármex: 23 unidades.
- Mecha Rápida: 7 m.
- Emulnor:
- Columna de carga = 7 cartuchos/taladro + 1 cebo.
- Columna de carga = 8 cartuchos/taladro (arranque y ayudas) = 8X8
- Columna de carga = 6 cartuchos/taladro + 1 cebo.
- Columna de carga = 7 cartuchos/taladro = 7X15
- Cantidad de explosivo
- 169 cartuchos x 0.098 Kg/cartucho = 16.56 Kg.
- Factor de manipuleo de explosivo = 5% (177)
- Cex: Carga explosiva por frente.
- Cex: Número de Cartuchos por frente x el peso en Kg/cartucho.
- Cex = 177 cartuchos x 0.098 Kg/cartucho = 17.35 Kg
- Carga explosiva/taladro = 17.35Kg/22 tal = 0.72 Kg/tal = 0.49 Kg/m

Producción por disparo

- Sección (S) = 1.5 m x 2.4 m = 3.6 m2

- Longitud de taladro (L).
- L = 1.8 m x 83% = 1.5 m.
- Calculo de volumen a romper (V)
- V = SxL = 3.6x1.5 = 5.40 m3
- Volumen/taladro = 5.4/24 = 0.23 m3/tal.
- Tonelaje roto por disparo (Tm/disp.) = Td
- Td = V x Peso específico = 5.40 m3 x 2.7 Tm/m3 = 14.58 Tm (5.57 Tm/m3 se aplica para desmonte en chimenea).

Factor de carga

- $Fc = \frac{\text{Cex}}{V}$
- $Fc = \frac{17.35}{5.4}$ = 3.21 Kg/m3

Factor de potencia

- $Fp = \frac{\text{Cex}}{Td}$
- $Fp = \frac{17.35}{14.58}$ = 1.19 Kg/Tm

4.3.2. Subnivel

El sistema más satisfactorio es el uso de los subniveles desarrollados a partir de las chimeneas sobre veta, dejando un puente de 3 m sobre el nivel principal de acarreo, en el cual se construirán Box Holes a 5 m de distancia de eje a eje. El subnivel tiene una sección de 1 m x 2.10 m.

Operaciones unitarias

a) **Perforación:** La perforación de los subniveles de preparación en la mina Ac Agregados, se realiza con equipo convencional Jack Leg. Se aplican cortes paralelos de 6 pies. El número de taladros en un subnivel de 1 x 2.10 m2 depende del tipo de roca, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación.

b) **Voladura:** Después de la perforación se empieza a cargar los taladros. Los explosivos a emplearse son, Emulnor de 5000, Emulnor de 3000, Emulnor de 1000, Cármex y mecha rápida.

c) **Ventilación:** En la ventilación se deja abierta la válvula de aire comprimido hacia el frente disparado y provee así de aire fresco y libre de contaminantes apto para el normal desempeño de los trabajadores.

d) **Limpieza:** La limpieza se realiza con carretilla y lampa para echar hacia la galería principal, desde este punto se carga con pala neumática Eimco en carros de 2 tan de capacidad y luego serán jalados por una locomotora hasta el echadero principal del nivel.

Perforación y voladura en un subnivel

Especificaciones técnicas de la labor:

- Sección: 1 m x 2.10 m.
- Mineralización: Galena (PbS), Esfalerita (ZnS)
- Peso específico: 3 Tm/m3

Parámetros de perforación:

- Longitud de taladros: 6 pies
- $N^{o} = \frac{P}{E} + KS$
- $P = 4\sqrt{S}$
- Nº = Número de taladros

  E = Espaciamiento

  S = Área de la sección.

  P = Perímetro.

  E = 0.5

  K = 2 (Roca dura).

  S = 2.10 m2

  P = 5.80 m

  N = 16 Taladros

Datos tomados en el frente de trabajo (promedio).

- Tiempo de penetración/taladro = 3 min 40 seg
- Tiempo muerto/taladro = 40 seg
- Tiempo de perforación/taladro = 4 min 20 seg
- Nº de taladros = 16
- Total tiempo de perforación = 1 hr 9 min
- Longitud/taladro 1.8x83% = 1.5 m/tal
- Velocidad de penetración/taladro = V (Pn/t)

- V (Pn/t) = log. Total del taladro/tiempo de penetración
- V (Pn/t) = 1.5 m / 3 min 40 seg = 0.41 m/min
- Velocidad de perforación/taladro = V (Pt/t)
- V (Pt/t) = longitud total del taladro/tiempo de perforación
- V (Pt/t) = 1.5 m / 4 min 20 seg = 0.35 m/min

Voladura

- Explosivos usados:
- Emulnor: 7/8”7” – 65%
- Cármex: 7 pies.
- Mecha Rápida.

Carguío total:

- Cármex: 15 unidades.
- Mecha Rápida: 5.5 m.
- Emulnor:
- Columna de carga = 7 cartuchos/taladro + 1 cebo.
- Columna de carga = 8 cartuchos/taladro (arranque y ayudas) = 8X8
- Columna de carga = 6 cartuchos/taladro + 1 cebo.
- Columna de carga = 7 cartuchos/taladro = 7X7
- Cantidad de explosivo
- 113 cartuchos x 0.098 Kg/cartucho = 11.07 Kg.
- Factor de manipuleo de explosivo = 5% (119)

- Cex: Carga explosiva por frente.
- Cex: Número de Cartuchos por frente x el peso en Kg/cartucho.
- Cex = 119 cartuchos x 0.098 Kg/cartucho = 11.66 Kg
- Carga explosiva/taladro = 11.66Kg/16 tal = 0.73Kg/tal = 0.49 Kg/m

Producción por disparo

- Sección (S) = 1m x 2.1 m = 2.10 m2
- Longitud de taladro (L).
- L = 1.8 m x 83% = 1.5 m.
- Calculo de volumen a romper (V)
- V = SxL = 2.10x1.5 = 3.15 m3
- Volumen/taladro = 3.15/16 = 0.20 m3/tal.
- Tonelaje roto por disparo (Tm/disp.) = Td
- Td = V x Peso específico = 3.15 m3 x 3 Tm/m3 = 9.45 Tm (3 Tm/m3 se aplica para mineral).

Factor de carga

$$Fc = \frac{\text{Cex}}{V}$$

$$Fc = \frac{11.66}{3.15} = 3.70 \text{ Kg/m3}$$

FACTOR DE POTENCIA

$$Fp = \frac{\text{Cex}}{Td}$$

$$Fp = \frac{11.66}{9.45} = 1.23 \text{Kg/Tm}$$

Box Holes.

- En el piso de este subnivel se construye chutes, para luego equiparlos en buzón o tolva de extracción de mineral.
- La separación de los "Box Holes" depende de la fragmentación del mineral y el ángulo de reposo de este. En la mina Ac Agregados se hacen a una distancia de 5 m de eje a eje.

4.3.3. Minado

Tajeo: El ciclo de minado consiste en puntaleo, perforación, disparo y extracción, en todos los ciclos después de la perforación y disparo, la extracción se realiza inmediatamente. La línea de vida debe ser de acero (1/2") y no se saca para disparar, se coloca a lo largo del tajo con cáncamos a cada 5 m, a la altura del hombro. El uso de línea de anclaje y arnés es obligatorio durante el trabajo.

Operaciones unitarias

a) Perforación: La perforación en tajos, se realiza con equipo convencional Jack Leg y barrenos de 6 pies y de 3 pies guiadores que permiten uniformizar el paralelismo de los taladros perforados. Se aplican cortes paralelos de 1.5 m, y la distribución de taladros según la dureza de la roca. Es de tipo vertical o realce. El ancho mínimo de minado es de 0.60 m, espacio suficiente para que el perforista trabaje con comodidad. La malla de perforación para 0.60 m de ancho, es Zigzag con burden de 25 a 30 cm. Para vetas de 0.80 m a 1.2 m, se

hacen taladros alternados en número dos y uno por fila, con un burden de 30 cm. Cada corte se inicia con la salida estándar para dar una cara libre más la altura de corte (1.5 m).

b) **Voladura:** Los taladros del tajo para su disparo se cargan con cartuchos de emulsión famesa (7/8x7pulgadas) de 65%, Cármex de 7' y mecha rápida. La voladura se realiza inmediatamente después de la perforación.

c) **Limpieza:** La limpieza se realiza con locomotoras de 8 vagones aproximadamente de 2 Tm de capacidad, que sacan de las tolvas y trasladan al echadero principal de cada nivel.

d) **Ventilación:** En la ventilación se utiliza un Ventilador Axial de 5000 CFM y utiliza la tercera línea de ventilación, de esta manera se ventila el tajo disparado y se insufla aire fresco y libre de contaminantes apto para el normal desempeño de los trabajadores.

e) **Sostenimiento:** Se usan como sostenimiento pilares triangulares y puntales de 7" de diámetro, colocados sistemáticamente.

Puntaleo: Los puntales en línea son de 5" y 6" de diámetro y son colocados en patilla de 2" de profundidad como mínimo y a 1.3 m en línea, con 2.10 m desde el techo, sobre ellos se colocan tablas de 2" de espesor y sin dejar espacios mayores a 10 cm.

La cara libre se saca en el centro del tajo, cada vez que se dispara se recoge las tablas usadas como plataforma de perforación y carguío.

Especificaciones técnicas de la labor (cara libre):

- Sección: 0.6 m x 1.5 m.

- Roca: Buena.
- Mineralización: Galena (PbS), Esfalerita (ZnS)
- Peso específico: 3 Tm/m3

Parámetros de perforación:

- Longitud de taladros: 6 pies
- $N^{o} = \frac{P}{E} + KS$
- $P = 4\sqrt{S}$
- N = Número de taladros

  E = Espaciamiento

  S = Área de la sección.

  P = Perímetro.

  E = 0.5

  K = 1 (Roca buena).

  S = 1.08 m2

  P = 4.16 m

  N = 10 Taladros.

Datos tomados en el frente de trabajo (promedio):

- Tiempo de penetración/taladro = 4 min 25 seg
- Tiempo muerto/taladro = 40 seg
- Tiempo de perforación/taladro = 5 min 5 seg

- Nº de taladros = 10
- Total tiempo de perforación = 51 min
- Longitud/taladro 1.8x83% = 1.5 m/tal
- Velocidad de penetración/taladro = V (Pn/t)
- V (Pn/t) = log. Total del taladro/tiempo de penetración
- V (Pn/t) = 1.5 m / 4 min 25 seg = 0.34 m/min
- Velocidad de perforación/taladro = V (Pt/t)
- V (Pt/t) = longitud total del taladro/tiempo de perforación
- V (Pt/t) = 1.5 m / 5 m 5 seg = 0.30 m/min

Voladura:

- Explosivos usados:
- Emulnor: 7/8”x7 – 65%
- Cármex: 7 pies.
- Mecha Rápida.

Carguío total:

- Cármex: 8 unidades.
- Mecha Rápida: 3 m.
- Emulnor:
- Columna de carga = 7 cartuchos/taladro + 1 cebo.
- Columna de carga = 8 cartuchos/taladro (arranque y ayudas) = 8X8
- Cantidad de explosivo

- 71 cartuchos x 0.098 Kg/cartucho = 6.96 Kg.
- Factor de manipuleo de explosivo = 5% (75)
- Cex: Carga explosiva por frente.
- Cex: Número de Cartuchos por frente x el peso en Kg/cartucho.
- Cex = 75 cartuchos x 0.098 Kg/cartucho = 7.35 Kg
- Carga explosiva/taladro = 7.35 Kg/10 tal = 0.74Kg/tal = 4.38 Kg/m

Producción por disparo:

- Sección (S) = 0.60 m x 1.80 m = 1.08 m2
- Longitud de taladro (L).
- L = 1.8 m x 83% = 1.5 m.
- Calculo de volumen a romper (V)
- V = SxL = 1.08x1.5 = 1.62 m3
- Volumen/taladro = 1.62/10 = 0.16 m3/tal.
- Tonelaje roto por disparo (Tm/disp.) = Td
- Td = V x Peso específico = 1.62 m3 x 3 Tm/m3 = 4.86 Tm (3 Tm/m3 se aplica para mineral).

Factor de carga:

- $Fc = \frac{\text{Cex}}{V}$
- $Fc = \frac{7.35}{1.62}$ = 4.54 Kg/m3

Factor de potencia:

- $Fp = \frac{\text{Cex}}{Td}$

- $Fp = \frac{7.35}{4.86}$ = 1.51 Kg/Tm

4.4 Discusión de resultados

El método aplicado de "open stoping" con sostenimiento de puntales da mayor velocidad de minado (extracción de mineral en vetas angostas), y cuando es bien trabajado ha permitido ser más selectivo y productivo. El método de open stoping permite el ingreso a los tajos por medio de chimeneas que empiezan desde una galería principal de acceso en forma positiva siguiendo el buzamiento de la veta y avanzan sub niveles (alas) hacia los rumbos de la veta superiores hasta alcanzar una distancia adecuada de explotación, para luego ser tajeados en forma semivertical para posteriormente hacer el corte horizontal del tajo y brindarle la estabilidad necesaria donde es sostenida con puntales.

En la veta Arequipa M se tiene las siguientes condiciones:

- Mineral y rocas cajas competentes
- Potencia de vetas: 2 metros como máximo
- El buzamiento mayor a 60º (aprovecha la gravedad).
- Se trabaja con el método open stoping que es la variante del método de Tajeos abiertos ascendentes (Over hand open stopes).

El método de Open Stoping ascendente, que es un método de minado masivo que en materia de seguridad es peligroso pero de alto rendimiento.

4.5 Aporte del tesista

En función de las características geológicas e hidrológicas, geomecánicas, espaciales el método de minado que mejor se puede aplicar, técnicamente, en la veta Arequipa M, método open stoping es la variante del método de tajeos abiertos ascendentes (Over hand open stopes) por lo tanto como aporte recomiendo el empleo de este método y de esta manera aumentar la producción y las utilidades de compañía minera A.C. Agregados S.A.C. en el año 2017.

CONCLUSIONES.

1) Se optimizará la producción si aplicamos el método de explotación Open Stoping, en la compañía minera A.C. Agregados S.A.C. - AÑO 2017.

2) Se verificó que se puede aplicar el método de explotación Open Stoping con los factores geológicos y geomecánicos de la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

RECOMENDACIONES

1) Se debe controlar la dilución del mineral en los tajeos, mejorando la supervisión por parte de las contratas encargadas de la explotación.

2) Hacer un buen estudio de Geomecánica para no tener dificultades durante la aplicación método de Open Stoping.

3) Las tablas geomecánicas deben estar en la entrada de los tajos y se debe capacitar a los trabajadores para que tengan una correcta interpretación y sepan donde ubicara los puntales.

4) En los tajos cuando la roca encajonante es mala se debe emplear la voladura controlada, para evitar la sobre perforación, para lograr la estabilidad del techo y evitar mucha dilución del mineral.

5) Seguir con los convenios laborales y mantener buenas relaciones con la comunidad de Vicos.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Ausenco. (2018). Optimizacion de la producción. Lima.

Bautista Condori, J. (2017). Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la produccion diaria de la unidad operativa Pallancata - proyecto Pablo - compañia minera ARES S.A.C. UNA, FIM. Puno.

Castillo Anyosa, B. (2015). Método de Explotación subterránea Sublevel Stoping Variante Open Stoping. Lima.

Colonio Quispe, E. (2015). Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A., UNCP, FIM. Huancayo.

Evaluación geológica mina Arequipa M . (2014). Evaluación geológica del proyecto minero Arequipa "M" . Quebrada Honda.

Hernández Sampieri R. y otros (2014). Metodologia de la investigacion cientifica, sexta edicion, Mexico.

Rodríguez Cayllahua, G. (2016). Especialista en geomecanica y geotecnia, Selección del método de minado según Nicholas recuperado el 15/05/2018 de http: // www. centrogeotecnico.com / blog – geotecnia – geomecanica / selección – del – método – de – minado. Lima.

ANEXO

ANEXO N° 01: Matriz de consistencias

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	*OBJETIVOS*	*HIPÓTESIS*	*VARIABLES*	*METODOLOGÍA*
En la actualidad con el avance de la ciencia y tecnología la elección e implementación de un método de explotación subterránea requiere de una planificación minera subterránea que tenga parámetros ajustables al modelamiento económico que se ajuste a las fluctuaciones de los precios de los metales, la necesidad de incrementar la producción y la rentabilidad de la mina hace que las se piense en métodos de explotación cuyas velocidades de extracción sean optimas basadas en un profundo conocimiento de los mismos. También asume una compresión del control de tierra y manipulación de los equipos de excavación, extracción y transporte. En el procedimiento formal de diseño de una mina y la elección de los métodos de minería continúa, luego de los estudios geológicos y geotécnicos son muy aplicables en la actualidad. Esta necesidad hace que la optimización basada en un diseño de mina integrado basado en análisis financieros convincentes y defendibles. Esta traerá mayor confianza en la información presentada a	***OBJETIVO GENERAL*** Optimizar la producción mediante la Aplicación del método de explotación Open Stoping, en la compañía minera A.C. Agregados S.A.C. - AÑO 2017 ***OBJETIVOS ESPECÍFICOS*** 1. Verificar que se puede aplicar el método de explotación Open Stoping con los factores geológicos y geomecánicos de la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.	***Hipótesis de investigación (Hi):*** La optimización de la producción es factible mediante la aplicación del método de explotación Open Stoping, bajo las mismas condiciones geomecánicas de la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. año 2015.	***Variable Independiente***. Optimización de la producción. **Variable dependiente:** Aplicación del método de explotación Open Stoping	**Tipo de investigación** El tipo de investigación según el objeto de estudio, es aplicada ya que es la utilización de los conocimientos en la práctica, según su profundidad, se clasifica en Descriptiva, y Valorativo puesto que se valora y selecciona el proceso productivo con la finalidad de lograr su explotación. **Nivel de la investigación** El nivel será de investigación descriptiva tranversal. **Método** Se empleará el método deductivo donde el proceso de los conocimientos se inicia por la observación de fenómenos de carácter general con el propósito de llegar a conclusiones particulares contenidos explícitamente en la situación general. **Población y muestra.** **Población** La población está constituida por todos los tajos de la mina Arequipa M **Muestra** Serán los tajos nuevos ubicados entre el nivel 1 y el nivel 2. **Técnicas e instrumentos de recolección de datos.** Para la recolección de la información se utilizaron las siguientes técnicas: **Observación directa:** Se realizó un monitoreo de las principales actividades ejecutadas para lograr detectar los factores geológicos y geomecánicos. **Entrevistas no estructuradas:** Se realizaron una serie diálogos no estructurados con personal especializado,

inversionistas, aumentara las ganancias, se tendrá mayor rentabilidad para los accionistas y se reducirá los riesgos en el proyecto. Los avances de la ciencia y tecnología durante la última han logrado determinar nuevos métodos de explotación subterránea, métodos de minado masivos vasados y determinados numéricamente y que han sido aplicados en otras minas de similares características han demostrado su aplicabilidad y valides se su formulación.	2. Verificar que se optimizara la producción de mineral al aplicar el método de explotación Open Stoping.			con el fin de obtener información detallada sobre las actividades ejecutadas y el proceso en sí mismo. **Revisión documentaria referencial:** Estuvo orientada a la obtención de información general de la empresa. Además, se realizó el estudio de la bibliografía y los informes documentados a fin de aplicar lo más acertadamente a los requerimientos de extracción. **Metodología de recolección de datos** En la elaboración del presente trabajo de tesis se ha seguido dos etapas consistentes en: **Trabajo de campo:** Consistente en recoger la información y registro de la línea geológica y geomecánica para establecer el método de explotación Open Stoping. **Trabajo de gabinete:** Los datos que se recolectarán mediante las técnicas precisadas con sus respectivos instrumentos, serán tratados utilizando herramientas como: Microsoft Word y programas estadísticos como Análisis de datos del Microsoft Excel.

Fuente: El tesista