UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

"INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN TAJOS CON EL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE APLICANDO EQUIPOS DE RASTRILLAJE Y MEJORA DE LOS AVANCES CON PALAS NEUMÁTICAS EN LABORES DE DESARROLLO DE LA MINA AGROMIN LA BONITA – BELLA UNIÓN – AREQUIPA – 2017"

TESIS

PRESENTADO POR:

Bach. Huillca Moina Yesary

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

ABANCAY – PERÚ

2019

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

"INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN TAJOS CON EL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE APLICANDO EQUIPOS DE RASTRILLAJE Y MEJORA DE LOS AVANCES CON PALAS NEUMÁTICAS EN LABORES DE DESARROLLO DE LA MINA AGROMIN LA BONITA – BELLA UNIÓN – AREQUIPA – 2017"

Presentado por el **Bach. Yesary Huillca Moina**, para optar el título profesional de ingeniero de minas.

Sustentado y aprobado el 20 de diciembre del 2018 ante el jurado:

Presidente: .....

Ing. José Adolfo Cárdenas Catalán

Primer miembro: .....

Ing. Darío Dante Sánchez Castillo

Segundo miembro: .....

Ing. Giovanni Frisancho Triveño

Asesor: .....

Ing. Edgar Crispín Huacac Farfán

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

AGRADECIMIENTO

Mi más sincero agradecimiento al señor mi Dios por permitirme vivir cada día un poco más, para poder seguir cumpliendo mis metas y objetivos, por darme esa sabiduría y entendimiento para poder desarrollarme como persona y como profesional. A mis amados padres por el constante sacrificio por mi realización profesional y haberme sabido guiar y demás familiares que sin su apoyo brindado durante mi formación no tendríamos la oportunidad de ser profesional.

Al equipo de profesionales que integran la plana de docentes del Departamento Académico Profesional de Ingeniería de Minas, quienes inculcan en cada uno de sus alumnos el amor a la carrera a través de sus enseñanzas teóricas y prácticas y en especial al Ing. Edgar Crispín Huacac Farfán, mi asesor de tesis, quien en forma desinteresada y con esa vocación de formar mejores profesionales me brindo todo su conocimiento y apoyo en la elaboración de la presente tesis.

Finalmente, al personal de la Empresa Minera Agromin la Bonita S.A.C., en especial al área de Operación Mina por el apoyo, por los conocimientos compartidos del trabajo que se realiza en mina y de esta manera poder plasmar todo lo aprendido en el desarrollo de la presente tesis.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

DEDICATORIA

Con todo el amor que se merecen a mis queridos padres: BITO HUILLCA CRUZ y VIKY MOINA VILLEGAS en gratitud al esfuerzo, sacrificio y apoyo incondicional en mi desarrollo personal y profesional.

Con el respeto que se merecen; al ingeniero Sandy Pinto Sánchez, ingeniero Luis Antonio Pinto Alva. Quienes me brindaron su apoyo incondicional para mi realización profesional, esa fuente inagotable de enseñanza y sabiduría.

A mis amados abuelos: NICOLAS HUILLCA, CARMEN CRUZ, MARIA VILLEGAS, a mis queridos hermanos: MARLITH, NATALY, DINNER, HERBER, YAMILETH, YORDI; por ser mi mayor motivación en mi desarrollo.

CC
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

ÍNDICE

INTRODUCCIÓN **1**

RESUMEN **2**

ABSTRACT **3**

CAPÍTULO I **4**

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA **4**

1.1. Descripción del problema 4

1.2. Objetivos: 5

1.3. Justificación e importancia de la investigación. 6

1.4. Limitaciones. 7

1.5. Delimitación. 7

1.5.1. Tipo y nivel de investigación 7

1.5.2. Método y diseño de investigación 7

1.5.3. Población 7

1.5.4. Ubicación y espacio temporal 7

CAPÍTULO II **8**

MARCO TEÓRICO **8**

2.1. Antecedentes 8

2.2. Generalidades 10

A. Ubicación 10

B. Accesibilidad 11

C. Historial del yacimiento 12

D. Fisiografía 13

E. Clima 13

F. Flora 13

G. Fauna 14

H. Recursos 14

I. Geología 15

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

J. Geología local 22
K. Sistema de vetas Anita 22
L. Magmatismo 22
M. Geología estructural 23
N. Control mineralógico 24
Ñ. Geología económica del yacimiento 25
O. Yacimiento metálico 25
P. Mineralización de cobre relacionada con el batolito de la costa. 25
Q. Paragénesis de las vetas de cobre 26
R. Levantamiento topográfico del yacimiento 26
S. Levantamiento geológico del área de estudio 26
2.3. Marco referencial 27
A. Aplicación de mecánica de rocas 27
B. Limpieza a pulso en tajos y galerías. 28
C. Pala neumática 28
D. Condiciones de diseño de la pala y factores que influyen en su rendimiento. 30
E. Rendimiento de la pala mecánica. 31
F. Equipo de rastrillaje 32
G. Parámetros para el cálculo de rastrillaje. 34
H. Dilución minera 38
2.4. Marco conceptual 39
A. Procesos de minado. 39
B. Métodos de explotación 39
C. Método de explotación de corte y relleno ascendente 39
D. Perforación. 41
E. Voladura. 42
F. Productividad. 42
G. Costos 42

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

H. Costos mineros 42

2.5. Evaluación geomecánica del macizo. 43

2.5.1. Resistencia a la compresión simple 43

2.5.2. RQD (Rock Quality Designation) 44

2.5.3. Espaciamiento de discontinuidades 44

2.5.4. Condición de juntas 44

2.5.5. Aguas subterráneas 44

2.5.6. Corrección por orientación 45

2.6. Evaluación técnica económica actual 47

2.6.1. Minería 47

2.6.2. Explotación 47

2.6.3. Método de explotación 48

2.6.4. Ciclo de minado 49

A. Perforación 49

B. Voladura 49

C. Limpieza 50

2.7. Costos operativos 50

CAPÍTULO III 51

DISEÑO METODOLÓGICO 51

3.1. Definición de variables 51

3.1.1. Variable independiente. 51

3.1.2. Variable dependiente. 51

3.2. Operacionalización de variables 51

3.3. Hipótesis de la investigación 52

3.3.1. Hipótesis general 52

3.3.2. Hipótesis específicas 53

3.4. Tipo y diseño de investigación 53

3.5. Población y muestra 53

CC Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

3.6. Procedimiento de la investigación 53
3.7. Material de investigación 54
CAPÍTULO IV 55
RESULTADOS 55
4.1. Fundamento del proyecto 55
4.2. Aspectos políticos, técnicos y económicos para el incremento de producción. 56
4.2.1. Nueva política empresarial. 56
4.2.2. Política ambiental. 56
4.3. Aspectos técnicos. 56
A. Mecanización de la explotación: 56
B. Inicio de explotación: 57
C. Abastecimiento de relleno: 57
4.4. Aspectos económicos: 57
4.5. Disponibilidad de reservas. 58
4.6. Cubicación de reservas 58
4.7. Cálculo de recursos y reservas 58
4.8. Vida probable de la mina. 60
4.9. Procesamiento de mineral 60
4.10. Diseño del método de explotación 60
4.11. Descripción del método de explotación 61
A. Dimensiones del tajo 61
B. Preparaciones 62
4.12. Etapas del método propuesto 62
A. Construcción de chimeneas 62
B. Construcción de buzones 62
C. Construcción de subniveles 62
4.13. Preparación 63
4.14. Explotación 63

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

A. Realce del primer corte en mineral 63
B. Desquinche de rocas 64
C. Limpieza y transporte de mineral 64
4.15. Ciclo de minado del proyecto 64
A. Perforación 64
B. Voladura 65
C. Desatado de rocas 65
D. Limpieza y acarreo. 66
E. Relleno 66
F. DRENAJE 67
4.16. Servicios auxiliares 67
A. Consideraciones de ventilación 67
B. Consideraciones de energía eléctrica 68
C. Consideraciones de aire comprimido 68
D. Consideraciones de agua 68
4.17. Parámetros calculados en la simulación por el ciclo de minado 68
4.18. Ciclo de perforación en veta 72
4.19. Maquinaria y equipo minero 73
A. Equipos mineros para limpieza y transporte. 73
Estudio del escraper neumático (winche) 73
A. Eficiencia o rendimiento del winche de rastrillaje 78
B. Eficiencia o rendimiento de la pala neumática 78
C. Equipos mineros para la perforación y accesorios 80
4.20. Calculo de la dilución y recuperación para el método de corte y relleno ascendente 81
4.21. Aspecto técnico 82
4.22. Costos 84
A. Costos de producción 84

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Parámetros tomados en cuenta para hacer el análisis del costo de los equipos.....88

A. Equipo de perforación.....89

B. Equipo de limpieza winche eléctrico de arrastre (10HP modelo Joy S11 de 0.5 ton) 90

C. Pala neumática.....92

4.23. Seguridad y salud ocupacional 94

CAPÍTULO V 96

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES 96

5.1. Conclusiones.....96

5.2. Recomendaciones 97

BIBLIOGRAFÍA.....98

ANEXOS.....99

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Rutas de acceso uno. 11
Tabla 2: Rutas de acceso dos. 12
Tabla 3: Ruta 3 - Acceso Vía Terrestre a la mina. 12
Tabla 4: Cuadro resumen de las súper unidades emplazadas en el segmento de Arequipa del Batolito de la Costa. 21
Tabla 5: Inclinaciones para el escraper. 35
Tabla 6: Velocidad del cable. 35
Tabla 7: Selección del rastrillo. 36
Tabla 8: Tamaño, peso y capacidad aproximados de los rastrillos. 37
Tabla 9: Relación del diámetro del cable con la potencia del winche. 38
Tabla 10: Valoración de Condición de juntas. 44
Tabla 11: Caracterización Geomecánica De La Roca De Acuerdo Al G.S.I. Modificado. 462
Tabla 12: Operacionalización de variables. 52
Tabla 13: Recursos y reservas de Agromin la Bonita S.A.C. 596
Tabla 14: Parámetros para la explotación. 69
Tabla 15: Explotación de mineral 68
Tabla 16: Tiempo de cuchareo del winche Joy F211 en función de la fragmentación 70
Tabla 17: Tiempo de acarreo y velocidad del winche Joy – F211. 71
Tabla 18: Tiempo de desmenuzado de bancos por ciclo de acarreo. 72
Tabla 19: Distintos tiempos en la operación de rastrillaje por ciclo de acarreo. 73
Tabla 20: Ciclo de acarreo en función de la distancia y fragmentación. 73
Tabla 21: Tiempos de perforación. 77
Tabla 22: Parámetros de producción. 78
Tabla 23: Parámetros de explotación. 89
Tabla 24: Costos de explosivos y accesorios 80
Tabla 25: Costos de accesorios de perforación. 80
Tabla 26: Costos de materiales de sostenimiento. 81
Tabla 27: Costos de equipos de protección personal. 82
Tabla 28: Costos de herramientas. 83
Tabla 29: Resumen de parámetros de depreciación. 89
Tabla 30: Matriz de evaluación de riesgos IPERC. 90
Tabla 31: Costos operativos de minado con el método de corte y relleno con limpieza a pulso.. 106
Tabla 32: Costos operativos de minado con el método de corte y relleno ascendenre con equipos de limpieza. 107

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación de la mina. 11
Figura 2: Mapa mostrando la segmentación de las súper unidades del Batolito de la Costa y la distribución de los plutones. 19
Figura 3: Tipos de pala neumática. 29
Figura 4: Medidas de los tipos de pala neumática. 30
Figura 5: Características de las palas neumáticas. 30
Figura 6: Estándar Del Método De Corte Y Relleno. 67
Figura 7: Simulación de factores de seguridad del subnivel. 69
Figura 8: Simulación de factores de seguridad del subnivel realzado. 70
Figura 9: Simulación de factores de seguridad del corte rellenado. 70
Figura 10: Simulación de factores de seguridad del segundo corte. 71
Figura 11: Simulación de factores de seguridad del relleno de segundo corte. 71
Figura 12: Malla de perforación. 72
Figura 13: Máquina perforadora Jackleg. 81

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

ÍNDICE DE FOTOS

Foto 1: Campamento de la Unidad Minera Agromin la Bonita S.A.C. 100
Foto 2: Coches mineros de 1.5 Tn que se utilizan para extraer el mineral de interior mina. 100
Foto 3: Carguío de mineral con pala neumática, en interior mina. 101
Foto 4: Polvorín de la mina Agromin la Bonita S.A.C. 101
Foto 5: Perforación en el tajo 680. Maestro perforista y su ayudante. 102
Foto 6: Winche de arrastre cautivo de 10 Hp, realizando limpieza en el tajo 517. 102
Foto 7: Almacenamiento de explosivos y accesorios para voladura en interior mina. 103
Foto 8: Tolva de acopio, donde se acumula todo el mineral extraído de interior mina mediante los coches mineros, para próximamente ser trasladado por volquetes a las plantas de tratamiento……..……103

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 01: Diseño de la tolva buzón.

Anexo 02: Diseño de la chimenea de doble compartimiento.

Anexo 03: Costos operativos de minado con el método de corte y relleno con limpieza a pulso.

Anexo 04: Costos operativos de minado por corte y relleno ascendente con equipos de limpieza.

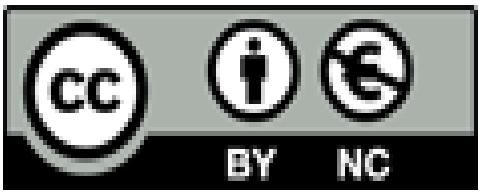
Anexo 05: Plano geológico del Nv 1565.

Anexo 06: Plano geomecánico del Nv 1565.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

“INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN TAJOS CON EL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE APLICANDO EQUIPOS DE RASTRILLAJE Y MEJORA DE LOS AVANCES CON PALAS NEUMÁTICAS EN LABORES DE DESARROLLO DE LA MINA AGROMIN LA BONITA – BELLA UNIÓN – AREQUIPA – 2017”

Esta publicación está bajo una licencia Creative Commons.



Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

NOMENCLATURA

Tn	:	Toneladas
m	:	Metros
Km	:	Kilómetros
Hr	:	Horas
Ozn	:	Onzas
Tj	:	Tajo
Mpa	:	Mega pascales
Disc	:	Discontinuidades
mm	:	Milímetros
Nv	:	Nivel
Kg	:	Kilogramo
Und.	:	Unidades
gr	:	Gramos
min	:	Minutos
m^3	:	Metros cúbicos
pza	:	Pieza
lbs	:	Libras

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

INTRODUCCIÓN

La presente tesis es una investigación desarrollado durante el año 2017, lo cual que busca cuantificar la optimización del tiempo y costos de minado en la transición del método de explotación por "corte y relleno ascendente con limpieza en los tajos y frentes de avance a pulso" a "corte y relleno ascendente aplicando equipos de limpieza (Winches de arrastre y palas neumáticas)".

En la actualidad el ritmo de producción es de gran importancia, ya que determina las utilidades para la inversión, disminuye el impacto, social ambiental y entre otros que genera la actividad.

Los equipos como el winche eléctrico y pala neumática son implementados con el objetivo de dinamizar las operaciones y de tal manera que las operaciones unitarias se sincronicen optimizando el ciclo de minado, ya que con el método anterior la limpieza de mineral tomaba tiempo, generando tiempo muerto en los equipos y personal empleados en las demás operaciones unitarias.

El estudio consta de 5 capítulos que conforman la estructura de la tesis, comenzando planteamiento del problema, marco teórico, diseño metodológico, resultados, conclusiones y recomendaciones.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

RESUMEN

La presente tesis realiza un análisis y evaluación técnico económica del proceso minado por corte y relleno ascendente con limpieza a pulso en tajos y labores de avance respecto al minado con corte y relleno ascendente con equipos convencionales, sabiendo que para cambios de ésta naturaleza es imprescindible realizar un estudio geomecánico de estabilidad. Lo cual fue realizando arrojando resultados favorables.

Se persigue el objetivo de demostrar como incrementa la producción en tajos con el 'método de corte y relleno ascendente aplicando equipos de rastrillaje y mejora de los avances con palas neumáticas en labores de desarrollo de la mina Agromin la Bonita SAC.

Las variables independientes son incremento de producción en tajos y labores de avance con el método de corte y relleno ascendente aplicando equipos de limpieza (winches modelo Joy-S211 y palas neumáticas lm36 Atlas Copco. Del cual dependerá la variable de aumentar la productividad y la eficiencia en los tajos y labores de avance en Agromin la Bonita S.A.C. – Bella Unión – Arequipa – 2017

Consta de 5 capítulos que comprenden un planteamiento del problema, marco teórico, diseño metodológico, resultados y finalizando con las conclusiones y recomendaciones.

Revela una rentabilidad reduciendo costos de minado US$ 9.02 debido a la mayor productividad, por la transición del método de explotación e implementación de equipos e incrementado la producción de 1800 a 5000 toneladas métricas producidas al mes.

Quedando como recomendaciones reducir tiempos muertos durante la guardia, para lograr un mejor rendimiento, lo que repercutirá en la productividad de los equipos y personal, y que se debe realizar un desatado de rocas continuo antes, durante y después de la perforación para evitar la caída del mismo por el método de explotación distinta con perforación en realce, lo cual genera mayor perturbación en la corona de mineral del tajo.

Y finalmente realizar un análisis y evaluación de los procedimientos escritos de trabajo seguro (PETS), de las operaciones unitarias precedentes y posteriores a la perforación y realizar y modificar los puntos que amerite de acuerdo al nuevo equipo, lograr una evaluación los riesgos y medidas de control de manera integral.

PALABRAS CLAVE: método de explotación, winche de arrastre, pala neumática, limpieza a pulso.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

ABSTRACT

This thesis carries out an analysis and a technical economic evaluation of the process. a geomechanical study of stability. What was done with favorable results.

The objective is to demonstrate how the implementation of the method of cutting and filling up with cleaning equipment increase productivity and efficiency in the pits and advance work

The independent variables are Implementing the method of cutting and filling up with cleaning equipment (Joy-S211 model lathes and Atlas Copco lm36 pneumatic blades.) What matters the variable of increasing productivity and efficiency in pits and galleries in Agromin la Bonita SAC - Bella Unión - Arequipa - 2017

It consists of 5 chapters that pose a problem of approach, theoretical framework, methodological design, results and finalization with the conclusions and recommendations.

It reveals a profitability by reducing mining costs US $ 9.02 due to higher productivity, the transition of the method of exploitation and implementation of equipment and increased production from 1800 to 5000 metric tons produced per month.

As recommendations are reduced the times during the watch, to achieve better performance, the impact on the productivity of equipment and personnel, and that a continuous rock untie must be made before, during and after drilling to avoid falling The same by the exploitation method with the perforation in the enhancement, which is the major disturbance in the ore crown of the pit.

And finally, carry out an analysis and evaluation of the written safe work procedures (PETS), of the unit operations before and after the drilling and make the changes in the results. Control in an integral way.

KEY WORDS: operating method, drag winch, pneumatic shovel, freehand cleaning.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

La actividad minera constituye el principal motor del desarrollo de la economía Peruana, el cual requiere de una administración vigilante, porque los permanentes desafíos de la oferta y la demanda exigen a las empresas una mejora continua en la competitividad de sus operaciones. Es una industria que hace inversiones considerables de riesgo, por consiguiente, es de vital importancia las determinaciones adecuadas de operación de una mina, como son: los métodos de explotación; mecanización y la minería responsable, en este desafío la Empresa Minera Agromin la Bonita en sus operaciones de minería subterránea actualmente produce 1800 Tn/mes. Con un método de explotación de corte y relleno ascendente con limpieza en los tajos y frentes de avance a pulso, dando resultados económicos e índices de producción muy bajos

Para ello, se propone implementar cambios en la gestión de los procesos mineros, haciendo énfasis en las ventajas competitivas, buscando mejorar la productividad de sus trabajos con el método de corte y relleno ascendente en las operaciones de limpieza, para lo cual se propone implementar equipos convencionales como son winches modelo Joy S211 para la limpieza en los tajeos y palas neumáticas Atlas Copco para la limpieza en los frentes de avance, para esto se ha evaluado que las condiciones geológicas y geométricas del yacimiento que tienen un promedio de potencia de la veta (0.30 m hasta 1.50 m) con una ley promedio de Cu de 6% y 0.20 Onz de Au. y los equipos propuestos, se ajustan para el trabajo con el método corte y relleno ascendente y lograr un incremento en la producción a 4800 Tn/mes.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

A fin de mejorar la competitividad y replantear la misión de la empresa, se propone por medio de este estudio aumentar la producción con la asistencia de equipos convencionales, que están dentro de las posibilidades económicas y adecuados a los parámetros geológicos geométricos y geomecánicos del yacimiento, por consiguiente se plantea este estudio de investigación con el título "incremento de producción en tajos con el método corte y relleno ascendente aplicando equipos de rastrillaje y mejora de los avances con palas neumáticas en labores de desarrollo de la mina Agromin la bonita – Bella Unión – Arequipa - 2017", por lo tanto la responsabilidad de la ejecución del presente proyecto recae en mi persona como autora, y me comprometo realizarla con mucha responsabilidad a fin de obtener mi Título profesional como Ingeniero de Minas.

Aumentar el nivel de producción y sostener una planta de tratamiento, más aun con los bajos precios del mercado de metales, nos obliga a optimizar nuestra explotación en vetas, por lo tanto mecanizar para aumentar la producción y efectividad en vetas será de buena inversión.

Problema General:

- ¿Cómo la aplicación del método de corte y relleno ascendente aplicando equipos de limpieza winches modelo Joy S211 y palas neumáticas LM 36 Atlas Copco aumentara la productividad y la eficiencia en los tajos y labores de desarrollo en la mina Agromin la bonita S.A.C. – Bella Unión – Arequipa - 2017?

Problemas Específicos:

- ¿De qué manera la aplicación de equipos de limpieza (winches modelo Joy S211 y palas neumáticas LM36 Atlas Copco) aumentara la productividad y la eficiencia en los tajos y labores de desarrollo en la mina Agromin la bonita S.A.C. – Bella Unión – Arequipa - 2017?
- ¿En qué medida el uso de equipos de limpieza winches modelo Joy S211 y palas neumáticas LM 36 Atlas Copco disminuirán los costos de producción y aumentaran la productividad en los tajos y labores de desarrollo de la mina Agromin la bonita S.A.C. – Bella Unión – Arequipa - 2017?

1.2. Objetivos:

Objetivo General.

El objetivo general de la tesis es:

- Determinar como la aplicación del método de corte y relleno ascendente aplicando equipos de limpieza winches modelo Joy S211 y palas neumáticas LM 36 Atlas Copco aumentara la productividad y la eficiencia en los tajos y labores de desarrollo en la mina Agromin la bonita S.A.C. – Bella Unión – Arequipa - 2017.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Objetivos Específicos.

El análisis de los resultados de las variables sujetas a evaluación en la investigación debe estar orientado a contribuir en las mejoras y obtención de resultados óptimos en el proceso de minado de la empresa Agromin la Bonita – Bella Unión – Arequipa. Y se consideró los siguientes objetivos:

- Determinar de qué manera la aplicación de equipos de limpieza (winches modelo Joy S211 y palas neumáticas LM36 Atlas Copco) aumentara la productividad y la eficiencia en los tajos y labores de desarrollo en la mina Agromin la bonita S.A.C. – Bella Unión – Arequipa - 2017?
- Demostrar que el uso de equipos de limpieza winches modelo Joy S211 y palas neumáticas LM 36 Atlas Copco disminuirán los costos de producción y aumentaran la productividad en las labores de desarrollo de la mina Agromin la bonita S.A.C. – Bella Unión – Arequipa – 2017.

1.3. Justificación e importancia de la investigación.

Agromin la Bonita para la explotación del mineral en un inicio selecciono el método de tajeo corte y relleno ascendente con limpieza en los tajos y frentes de avance a pulso, sin embargo, habiendo sido evaluado geo mecánicamente las cajas, como también la estructura del mineral, dan resultados positivos de aplicar el método de corte y relleno ascendente que es un método altamente selectivo, ya que la estructura mineralizada en si es tipo rosario. Por su facilidad en la preparación, recuperación casi al 100% de mineral y obtener alto rendimiento de volumen de mineral explotado.

La producción debe estar dentro del margen de 5000 Ton/mes en función al programa mensual, y para cumplir con ello y que la aplicación del método sea más eficiente, la limpieza en los tajos y galerías pasara de realizarse a pulso (uso de carretillas) a limpieza por winche modelo Joy S211 y pala neumática LM36 Atlas Copco; así de esta manera se realizara una mayor recuperación en menos tiempo y con menor cantidad de personal.

En la actualidad el método de corte y relleno ascendente está siendo utilizado en muchas compañías mineras en el Perú, como una alternativa de incrementar la producción.

El presente trabajo de investigación es importante porque nos permitirá reducir los costos en operación e incrementar la producción beneficiando a la empresa.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

1.4. Limitaciones.

Para la aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con uso de equipos mecanizados (winche Joy S211 y pala neumática LM36 Atlas Copco) para la limpieza, es necesario conocer y utilizar correctamente el método y los equipos mecanizados que se obtendrá para obtener resultados siempre a la mejora continua de las operaciones, por lo que la principal limitación es la adaptación al uso de los equipos de limpieza. Así mismo una de las limitaciones será la compra de los equipos de limpieza.

1.5. Delimitación.

1.5.1. Tipo y nivel de investigación

TIPO: Sustentativa – básica enfoque cuantitativo

NIVEL: Correlacional

1.5.2. Método y diseño de investigación

Método de investigación: Científico – Analítico – Descriptivo

Diseño de investigación: Correlacional

Se aplicará el método científico analítico descriptivo.

1.5.3. Población

Mina Agromin La Bonita S.A.C.

1.5.4. Ubicación y espacio temporal

Arequipa – Provincia de Caraveli - Distrito Bella Unión – Mina Agromin la Bonita S.A.C. 2017.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

- **"TÉCNICAS DE VOLADURA PARA OPTIMIZAR LAS OPERACIONES MINERAS Y SU INFLUENCIA EN LOS COSTOS DE LA EMPRESA CONGEMIN JH SAC CONSORCIO MINERO HORIZONTE (CHM) UNIDAD PARCOY – 2014" – Alipio Cobarrubias Roque, Lester Abad Otazu Ccahuana, 2014.**

  El método que se aplica en la Unidad Minera Parcoy, es principalmente el método de "Corte y Relleno Ascendente" con relleno hidráulico o detrítico este método puede ser en forma convencional y en algunos tajeos en forma mecanizada usando equipos de bajo perfil según la dimensión del tajeo.

  En zonas donde la explotación es semi-mecanizada se utiliza el mismo método que aporta más productividad por tajeo, pero presenta limitaciones por la potencia de las estructuras. Con este método de corte y relleno semi-mecanizado se ingresa a los tajeos por medio de rampas que empiezan en forma negativa con 15% de gradiente y con una longitud de 40 metros de la rampa principal de acceso y avanzan hacia los pisos superiores hasta alcanzar una gradiente máxima de 15%, la rampa inicial es rebatida después de concluir el corte horizontal del tajeo y que posteriormente para brindarle la estabilidad necesaria es rellenada con relleno hidráulico y detrítico.

  Esto permite una producción mensual de 45,000 toneladas de mineral, de las cuales el 30% proviene de tajos convencionales y el 70% de tajos mecanizados y por día la producción es de 1500 Tn/día. Los bloques convencionales tienen dimensiones de 30 m de largo por 25 m de alto, delimitados por un subnivel inferior y dos chimeneas laterales. En las labores de tajo, el proceso de perforación se realiza con máquinas perforadoras neumáticas y manuales. Para la limpieza del mineral se utilizan cabestrantes (winches) eléctricos con rastras, mientras que el sostenimiento en los tajos se realiza con cuadros de madera y shotcrete.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Los bloques mecanizados son delimitados en longitudes de 100 m de largo por 25 m de alto, para lo cual se construye una rampa de preparación que luego es rebatida verticalmente. El transporte del mineral del interior de la mina a la planta de beneficio se realiza con volquetes de 25 toneladas.

En la mina Parcoy, se presentan condiciones geológicas y geomecánicas no tan apropiadas para poder aplicar este método, pero si nos brinda ventajas de adaptabilidad del método de Corte y Relleno a las condiciones de este yacimiento dando como resultado uno de los métodos con menor costo y de mayor seguridad.

- **"DISEÑO** DE EXPLOTACIÓN POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE DE LA VETA MARY EN LA EMPRESA PRODUMINSA, SECTOR BELLA RICA" – Juan Pablo Lozano Lojano – Macas Ecuador – 2015.

  Durante varios años la minería en nuestro país se ha desarrollado de una manera desordenada, sin una adecuada técnica, ni una investigación previa, todo empieza con un golpe de suerte, caracterizado por; baja tecnología, sin ninguna seguridad industrial, escaso control sanitario, carencia de técnicos, bajo rendimiento en producción, etc. Aprovechando con ello, solo e únicamente las zonas más enriquecidas, la mayoría de ellas desarrolladas en cuerpos vetiformes, donde no se lleva un método adecuado, ni acorde al tipo de yacimiento para su explotación. En vista de esto he visto conveniente desarrollar un método de explotación que mejore la explotación y nos brinde un mejor aprovechamiento de los recursos minerales en este sector.

  El presente trabajo detalla la investigación realizada en seis capítulos principales:

  El primer capítulo describe las características generales del proyecto, objetivos, la metodología del trabajo y la geografía de la zona.

  El segundo capítulo describe la geología regional y local de la zona, la geología del yacimiento y los rasgos geológico – estructural del yacimiento y la evaluación geomecánica del macizo rocoso.

  El tercer capítulo se encuentra descrito los procedimientos realizados para cubicar las reservas del yacimiento a explotar.

  El cuarto capítulo detalla el diseño de método de explotación a utilizarse en la veta Mary de la Empresa Minera Productos Mineros S.A. (Produmin S.A.); selección y diseño del método, mapa de explotación, descripción del método, descripción de las operaciones unitarias y el cálculo de la dilución y recuperación para el método por corte y relleno ascendente.

  El quinto capítulo hace referencia al costo de preparación, explotación, limpieza, transporte y servicios auxiliares del block, por cada metro y por cada tonelada extraída de mineral y estéril.

  Y la comparación del costo de las operaciones del block con el costo del block.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

- **PLANEAMIENTO DE MINADO SUBTERRANEO PARA VETAS ANGOSTAS: CASO PRACTICO; MINA "ESPERANZA DE CARAVELI" DE COMPAÑÍA MINERA TITAN S.R.L, Alejandro Enrique Mena Salas – Lima, Noviembre 2012.**

  Cut and fill stoping (corte y relleno ascendente)

  Ventajas:

  - La recuperación es cercana al 100%.
  - Es altamente selectivo, lo que significa que se puede trabajar con secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ly sin explotar; contexto que se suele presentar en yacimientos de vetas angostas.

  Por tanto; **el método de explotación a llevar a cabo en las operaciones de mina Esperanza es el de Cut and Fill Stoping (Corte y Relleno Ascendente);** se detalla en el siguiente capítulo.

  El relleno requerido para este método de explotación se obtiene en interior mina de tres maneras:

  - Proveniente de la ampliación de las ajas en las labores de explotación, mayormente de caja piso.
  - En algunas labores de explotación se hacen ventanas inclinadas (45°), posteriormente se amplía dicha ventana dejando un puente de aproximadamente 02 m, con la finalidad de obtener desmonte (hueco de perro).
  - En las labores de explotación que tienen accesibilidad a niveles superiores se emplea el material estéril que es producto de las exploraciones en la mina.

2.2. Generalidades

A. Ubicación

AGROMIN LA BONITA se encuentra ubicado en el batolito de la costa en la zona SUR del Perú y corresponde a una zona entre la costa y la sierra del departamento de Arequipa a una altitud que fluctúa de 1 300 a 1 800 metros sobre el nivel del mar específicamente se encuentra ubicado en el Distrito de Bella Unión Provincia de Caraveli, Departamento de Arequipa.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

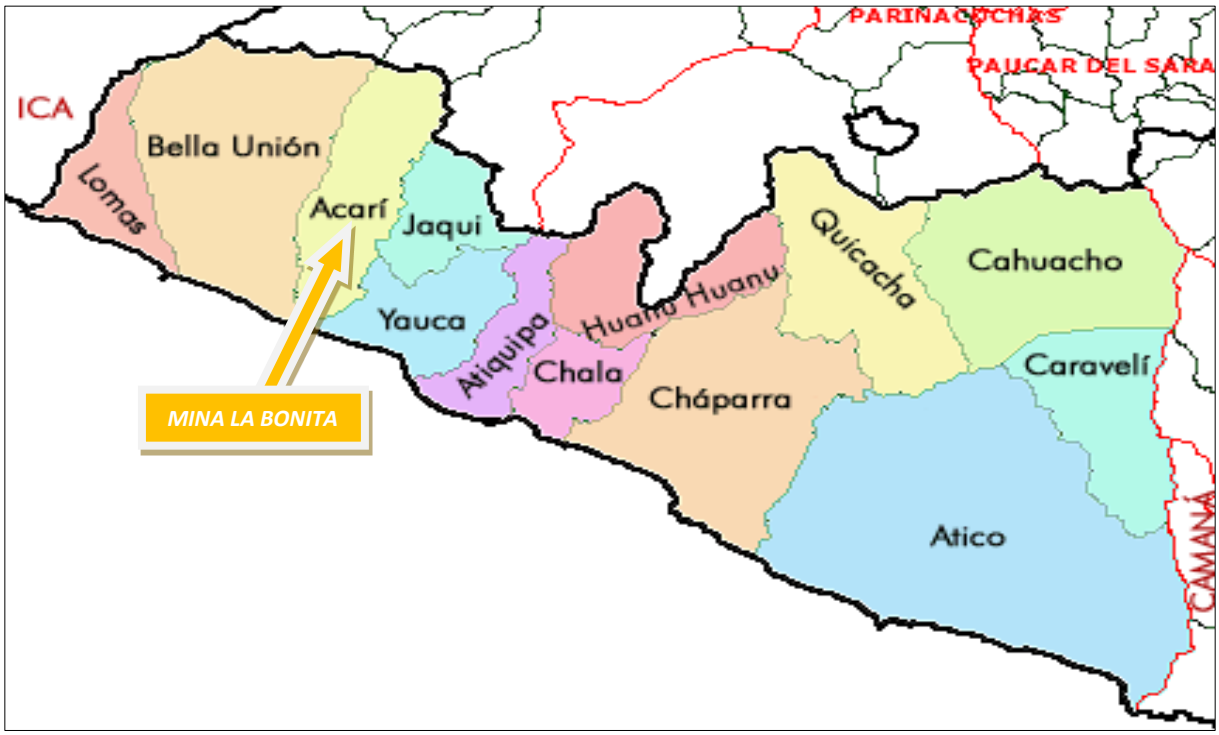


Figura 1: Ubicación de la mina.

Fuente: Web Cartografía base del Perú.

B. Accesibilidad

En cuanto a la accesibilidad hacia el área de AGROMIN LA BONITA es posible mediante la vía terrestre desde la Ciudad de Lima, así mismo desde la Ciudad de Abancay y Arequipa, tomando las siguientes rutas:

	Distancia (km)	Tiempo (Hr)	Vía de acceso	Tipo de acceso
Abancay – Nasca	463	7.8	Terrestre	Asfaltado
Nasca – Acarí	90	1.5	Terrestre	Asfaltado
Acarí – proyecto minero	40	1	Terrestre	Trocha
Total	593	10.3		

Tabla 1: Rutas de acceso uno.

Fuente: Elaboración Propia

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Ruta 2	Distancia (km)	Tiempo (Hr)	Vía de acceso	Tipo de acceso
Lima – Nasca	450	7	Terrestre	Asfaltado
Nasca – Acarí	90	1.5	Terrestre	Asfaltado
Acarí – proyecto minero	40	1	Terrestre	Trocha
Total	580	9.5		

Tabla 2: Rutas de acceso dos.

Fuente: Elaboración Propia.

Ruta 3	Distancia (km)	Tiempo (Hr)	Vía de acceso	Tipo de acceso
Arequipa – Acarí	540	7.6	Terrestre	Asfaltado
Acarí – proyecto minero	40	1	Terrestre	Trocha
Total	670	8.6		

Tabla 3: Ruta 3 - Acceso Vía Terrestre a la mina.

Fuente: Elaboración Propia

C. Historial del yacimiento

Según la información historia sobre recursos minerales y producción en la propiedad ANITA y Purísima fue trabajado por la minera HOSCHILD en la década de los 70, después paso a manos del ingeniero GUIDO DEL CASTILLO que lo trabajo a nombre de la compañía minera CATA ACARI.

Consecutivamente fue trabajado informalmente hasta llegar Minera Agromin y formalizar todos los trabajos.

AGROMIN LA BONITA S.A.C. Es la cesionaria del proyecto de explotación de las vetas Anita y Purísima y procesamiento de minerales de Cobre (Cu) y Oro (Au). La veta ANITA y PURISIMA son las más importantes de todas las estructuras presentes con Azimut NE 300° - 310° con buzamiento de 75° al Norte. Con promedios anchos de veta de 0.30 m. a 1.50 m. con una ley promedio de Cu de 6% y 0.20 Ozn. de Au.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

El yacimiento es del tipo “vetas rosario”; emplazados en el batolito de la costa. Los yacimientos metálicos han sido bien marcados en la zona del cuadrángulo de Acarí siendo muy bien diferenciados por un Zonamiento regional, por la zona oriental donde se encuentran menas de hierro y la zona occidental las cuales presentan yacimientos de cobre, y más hacia el este se han desarrollado yacimientos de Oro.

D. Fisiografía

El área de AGROMIN LA BONITA presenta una topografía variada que va desde los paisajes costeros caracterizados por una morfología suave a plana, de pequeñas colinas y pampas, hasta una topografía moderada y abrupta en las estribaciones y región cordillera.
La planicie costera es una superficie llana, extensa, formada en sedimentos sub horizontales de edad cenozoica; disectada medianamente por quebradas anchas, de fondo plano y poco profundas, sus altitudes varían de 1300 m.s.n.m. a 1800 m.s.n.m. en las partes más elevadas presenta pendientes de 2.5 % de inclinación.

E. Clima

El clima de la zona estudio es cálido y seco, en la época de verano se presenta mayor índice de aridez, aunque eventualmente algunos años se presentan precipitaciones fuertes debido a la entrada de la corriente del niño. La zona presenta una aridez elevada y sofocante en calor debido a la presencia de paquetes grandes de arenas cuales generan una mayor radiación solar.

F. Flora

Especies de flora silvestre, no existe en el área en que se emplaza AGROMIN LA BONITA, pero se puede registrar para los entornos de la zona de estudio valles y quebradas agrícolas, se aprecia vegetación natural de guarangos y algarrobos, la agricultura es diversificada. Sin embargo, en áreas aledañas a las instalaciones del proyecto citado, se nota agricultura incipiente por la falta de agua y el abono de tierras por ser un arenal, los valles agrícolas se han dedicado al sembrío de plantas industriales y alimenticias (maíz, algodón, tubérculos, alfalfa, olivo, etc.).

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

G. Fauna

Especies de fauna no existen en el área en que se emplaza AGROMIN LA BONITA, sin embargo, en los alrededores de la zona de estudio podemos mencionar al zorro costeño como especie en condición vulnerable de acuerdo a la DS N° 013-99-AG, así mismos lagartos de diversas variedades.

H. Recursos

Dentro de los principales recursos que se observa en la zona de estudio, son los siguientes:

- **Hídrico**

  El agua portable se abastece diariamente en un camión cisterna desde un pozo tipo pique, que se ubica en el sector de molinos anexo del distrito de Acarí, provincia de Caraveli, departamento de Arequipa. Ya en las instalaciones de la mina se almacenan en 02 tanques de rotoplas de cantidad de 2 500 litros cada uno.

  El agua fresca potable antes de ser distribuida a las instalaciones de la cocina y campamento, es desinfectada con adición de cloro.

- **Energético**

  La generación de red eléctrica es a base de grupos electrógenos que suministran la energía necesaria para movilizar los diferentes equipos en mina.

  - Grupo electrógeno 350 KW: este grupo genera la electricidad para que funcione las tres compresoras eléctricas (kaesser 500 CFM, Doosan 750 CFM y Doosan 375 CFM).
  - Grupo electrógeno de 200 KW: este grupo proporciona la energía para movilizar los equipos en mina (Winches de izaje, Winches de arrastre, ventiladores) e iluminación de campamentos y taller maestranza.
  - Grupo electrógeno de 110 KW: este grupo se define como equipo en stand by.

- **Humano**

  En esta zona abunda la mano de obra no calificada, pues los pobladores tienen cierta experiencia en trabajos mineros. Sin embargo, se cuenta con personal de distintos lugares del Perú como Apurímac, Arequipa, Trujillo, Ica.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

- **Minero**

  Este recurso ha permitido desarrollar la actividad económica en la región, que ha permitido llevar un desarrollo cultural a otro nivel gracias a los colegios, institutos y universidades con el apoyo de las compañías mineras del entorno generando trabajo.

I. Geología

a) Geología regional

En la región de Caraveli se han estudiado durante mucho tiempo las unidades estratigráficas, este trabajo presenta el análisis y reconocimiento de campo por el geólogo y sus asistentes de Agromin la Bonita S.A.C. y estudios realizados por el Instituto de Geología y Minería (1978).

b) Estratigrafía

Mesozoico

- **Formación jahuay:** Consistente en un aglomerado volcánico marrón con inclusiones de diferentes litoclastos redondeados y angulosos.

  La sección superior es predominante sedimentaria, está compuesta por una secuencia mayormente arenácea con calizas fosilíferas de grano grueso, marmorizadas parcialmente, y lentes de conglomerados con gradaciones laterales. Asimismo se observan bancos de areniscas calcáreas de gran grueso con pasos laterales a conglomerados, alternan calizas con fósiles silicificados, así como derrames de sills de dacitas verde-grisáceas microporfiriticas. (Ruegg, 1961, p.38).

- **Formación yauca:** Se denomina así a una secuencia de rocas sedimentarias abigarradas. Esta unidad está localizada en una franja de dirección NO-SE, ocupa parte de la Depresión Preandina y del Frente Andino, con un espesor estimado en 1 500 m. se halla repetidamente fallada y en parte enmascarada por el emplazamiento del Volcánico Intrusivo Bella Unión y el Batolito de la Costa.

  Litológicamente consiste en alternancias de lutitas y limolitas en capas delgadas con colores rojos, violáceos y a veces verde-azulados, y areniscas sacaroides de grano medio de tonalidad blanco-rosadas en partes rojizas debido a oxidación. Al norte de la localidad típica, en las inmediaciones del cerro Yuncachaca, se encuentran los horizontes superiores, que consisten predominantemente de gruesos paquetes de areniscas blancas o blanco-rosadas, con alternancias subordinadas de lutitas y limolitas moradas similares a las encontradas en los estratos inferiores.(Ruegg,1961,p.41).

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

- **Grupo yura:** Se expone una secuencia sedimentaria compuesta de cuarcitas y lutitas pizarrosas.

  La serie se compone de gruesos bancos de cuarcitas grises o blanquecinos que muestran estratificaciones cruzadas. Intercaladas se encuentran lutitas pizarrosas negras en capas de 1 a 3 m. de espesor, hacia los niveles intermedios toman coloraciones rojizas o verdes, similares a las que prevalecen en la formación Yauca, los bancos de cuarcitas son más gruesos que las lutitas pizarrosas. (Benavides, 1962, p.18).

- **Formación copara:** La secuencia se inicia en ligera discordancia angular con la formación Yauca, con conglomerados de rocas volcánicas y areniscas feldespáticas, incluyendo además una gruesa acumulación de grauvacas y sub-grauvacas moradas y gris-verdosas en paquetes de 2 a 5 m. de grosor, conteniendo entre otros, clastos sub-redondeados de volcánicos de tonos morados que varía a tintes gris-verdosos por alteración hidrotermal. La matriz está constituida por arenas, limos y feldespatos en cristales bastante completos.

  Sobre la acumulación de grauvacas, sigue una serie intermedia compuesta por areniscas y lutitas rojas en capas delgadas, sumamente astillosas que en conjunto tienen un grosor de 300 m. sobre esta secuencia aparecen acumulaciones de cineritas gris-azuladas y tufos de tonos violáceos, acompañados de flujos lávicos brechosos.

- **Intrusiones volcánicas**

  Una gran parte de las rocas ígneas, que en la región se consideraron emplazadas por procesos volcánicos efusivos, según ultimas observaciones de campo se han determinado que son de carácter intrusivo, desarrolladas a lo largo de franjas de dislocamientos profundos.

  Dichas franjas tienen la dirección andina estando geográficamente paralela y aparentemente desvinculadas.

  Teniendo en cuenta sus edades relativas de emplazamiento y sus características litológicas se los ha agrupado en:

- **Intrusivo volcánico bella unión**

  Según trabajos anteriores, un importante volumen de rocas volcánicas, emplazadas a lo largo del frente andino, fueron consideradas como de edad jurásica y como cubiertas efusivas, dándose una interpretación estratigráfico-tectónica errónea. Aunque una parte de masas ígneas se presentan como estratos volcánicos, el mayor volumen de rocas, con características petrográficas volcánicas, se ha emplazado como grandes cuerpos intrusivos de ambientes hipabisales.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

En efecto en el transcurso Aptiano-Albiano inferior se produjeron movimientos verticales a lo largo de una franja NO-SE, ahora ocupada por el frente andino, haciendo que esta sea una zona inestable facilitando la acumulación de grauvacas y volcánicos de la formación Copara seguida por una fase intrusiva de grandes magnitudes, localmente denominada volcánico intrusivo Bella Unión. Estos dislocamientos habrían sido reactivaciones de una profunda y antigua zona de fracturamiento que más tarde sería control estructural del emplazamiento del Batolito de la Costa.

En el campo pueden distinguirse tres fases de emplazamiento, cada uno con su respectivo tipo de roca, litológicamente similares. El primero y de mayor volumen, está constituido por brechas de intrusión en forma de grandes bloques angulares y sub-angulares, producidos por la acción mecánica de emplazamiento y que por erosión diferencial similar al primero, constituido por brechas intrusivas, con fragmentos angulosos y de tamaños menores que en el caso anterior y volumétricamente menor que la fase principal de emplazamiento. El tercero consiste en diques porfiríticos y dacíticos de variada naturaleza, íntimamente asociados a veta e impregnaciones de minerales cupríferos.

Petrográficamente está constituido por andesitas y dacitas porfiríticas marrones o violáceas, con tonos que varían a gris-verdes por alteración hidrotermal. Los feldespatos principales en la andesina, los accesorios son clinopiroxenos, presentándose raras veces horblenda, tienen abundantes minerales opacos y los minerales secundarios son sericita, hematita, calcita y cuarzo.

El mecanismo de emplazamiento de estos cuerpos fue forzado, provocando fracturas y deformaciones de las rocas de caja, principalmente en las formaciones Yauca y Copara. La asimilación jugo también un papel importante. El efecto de este mecanismo se ve claramente en el cerro El cuarto y en la quebrada San Francisco y Toso, donde la formación Yauca, que, a lo largo de la franja, forma un homoclinal que buza al EN, luego al SO; siguiendo la orientación de la franja. Ejemplos más claros de estas relaciones, se exponen en el valle de Nasca. Microtectonicamente, se observan deformaciones ocasionadas por presión direccional en un medio semi-sólido y en la mayoría de las veces, las rocas de la 1° y 2° fase muestran textura grano clástica.

- **Batolito de la costa sur en los andes del Perú central**

El Batolito de la Costa está constituido por cientos de plutones individuales, agrupados en un número limitado de súper-unidades. Geográficamente está dividido a lo largo del eje del batolito en 5 grandes segmentos, caracterizado cada súper-unidad por un ensamble litológico particular; el segmento de mayor longitud es el de Arequipa con 900 km. de largo.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

El orden de emplazamiento de los plutones en el segmento de Arequipa está dado de la siguiente manera:

1.- Gabros tempranos y dioritas.
2.- Súper-unidad Linga.
3.- Súper-unidad Pampahuasi.
4.- Súper-unidad Incahuasi.
5.- Súper-unidad Tíabaya.

- **Complejo bella unión.**

  La litología es muy variada dentro del complejo Bella Unión, caracterizada por una brecha de intrusión de naturaleza andesítica o dacítica, en bloques angulosos y sub ángulos, también se observan otros cuerpos de composición básica, como diabasas porfiríticas gris verdosas, este complejo está cortado por diques de andesita porfirítica. Se extiende a lo largo de faja de dirección E-O a
  NW-SE, limitado por grandes lineamientos estructurales que posiblemente controlen su emplazamiento.

- **Súper unidad linga.**

  Está súper unidad se caracteriza por mostrar litologías bastante distinguibles como son gabros y dioritas con contenidos relativamente altos de feldespato potásico.

  Las rocas monzoníticas agrupadas como la Súper-unidad Linga, registran una edad de 97 Ma y se asume responsable de la mineralización de Cu, Fe, Mo.

  Los mayores afloramientos del Linga están restringidos al flanco oeste del batolito. Es la más variable de las súper unidades del segmento de Arequipa conformada aproximadamente por unas 30 unidades que han sido reconocidas al detalle. La unidad Humay varía de monzogabros a cuarzo-monzonitas, la unidad Rinconada contrasta con la unidad Humay pues es más silicia migrando de una cuarzo-monzodiorita a un monzogranito.

MICAELA BASTIDAS
CC
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

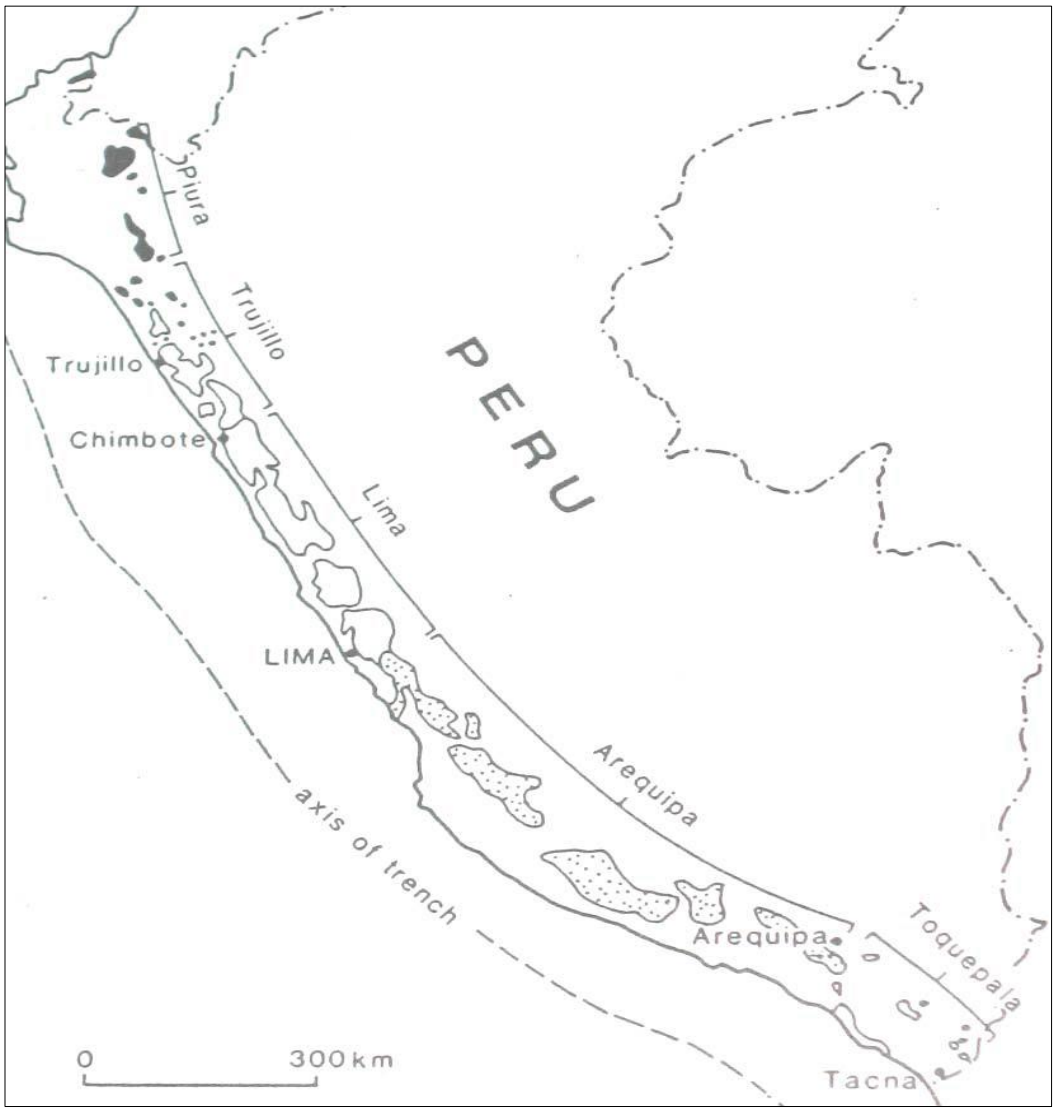


Figura 2: Mapa mostrando la segmentación de las súper unidades del Batolito de la Costa y la distribución de los plutones.

Fuente: Estudio geológico Agromin La Bonita S.A.C.

- **Súper unidad pampahuasi.**

  El principal afloramiento de esta súper unidad se ubica en la localidad de Ica – Pisco, estando restringida al flanco oeste del batolito, con una extensión de 100 km. de largo con rumbo andino y un ancho aproximado de 10 km. Está siendo cortado principalmente por la súper unidad Tíabaya. Las rocas plutónicas dioríticas y tonalíticas, forman parte de la Súper unidad Pampahuasi y reportan una edad de 94 Ma.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

La litología predominante en esta súper unidad está dada por las tonalitas y cuarzo dioritas. Esto conlleva a 2 grandes divisiones una inicial foliada de grano medio a grueso de tonalita – diorita, intruída por una tonalita leucocrata menos foliada, ambas unidades son rocas horbléndicas y biotíticas con similares texturas.

Los contactos entre estas diferentes facies son bastante irregulares sin poderse establecer una cronología relativa confiable. Estos contactos indican diferencias de flujos dentro del Plutón.

- **Súper unidad incahuasi.**

  Está súper unidad está dividida en 5 unidades menores cuyo orden de emplazamiento es el siguiente: cuarzo-diorita, cuarzo-monzodiorita, granodiorita, pórfidos monzoníticos y monzograníticos. Siendo la cuarzomonzodiorita y la granodiorita las de mayor ocurrencia en volumen. La súper unidad Incahuasi tiene una edad de emplazamiento de 83 Ma.

  La súper unidad Incahuasi presenta una fábrica mineral planar siguiendo el trend (tendencia) andino, sin embargo existe una fábrica mineral asociadas a fallas normales regionales de rumbo andino, esto indica que dichas fallas estuvieron activas durante el emplazamiento del Plutón.

  Se observan 2 sistemas de diques que cortan al Incahuasi, una está relacionada a la súper – unidad Tíabaya, el segundo grupo al emplazamiento de magmas del Incahuasi, estos diques son oscuros y de grano fino probablemente de composición andesítica. La orientación de estas fracturas es de rumbo andino y normal al rumbo andino, indicando que fueron controladas por los mismos esfuerzos regionales que rigieron el emplazamiento de los plutones del Incahuasi.

- **Súper unidad tiabaya.**

  Está súper unidad es la más tardía y la de mayor ocurrencia en el segmento de Arequipa, dividiendo las súper unidades Incahuasi al este y Linga en el flanco oeste del batolito. La súper unidad Tíabaya tiene una edad de emplazamiento 81 Ma.

  La composición de la súper unidad Tíabaya varía del rango de tonalita a monzogranito, además se han observado algunos afloramientos de granodioritas. Tíabaya presenta 2 importantes unidades que corresponden a granodioritas de horblenda – biotita: el principal plutón está en Ica – Pisco es una roca de grano grueso y un plutón más pequeño al oeste de grano medio. La relación cronológica no está explicada. En menor proporción se observan facies de pórfidos granodioriticos de grano grueso.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

SEGMENTO DE AREQUIPA	TORALITA - GRANODIORITA	**TIABAYA** Se extiende a lo largo de todo el segmento	K – Ar 81 Rb – Sr 80	Granodiorita de horlenda – biotita, con variaciones menores a tonalita y monzogranitos.
		Incahuasi Es la más importante súper unidad del segmento, continuando al sur del rio Víctor 30 Km al NW de Arequipa	K – Ar 83 Rb – Sr 78	Las litologías predominantes son granodioritas de horblenda – biotita y cuarzo monzodioritas, existiendo variaciones a cuarzo dioritas y monzodioritas.
		Pampahuasi El afloramiento está restringido a unos 105 km de longitud dentro de la franja ICA – pisco	K – Ar 94 U – Pb 94	Unidad temprana de tonalitas de horblenda – biotita a cuarzo diorita. Unidad tardía tonalita leucocrata de horblenda – biotita
	MONZODIORITA	**Linga** Ocurre a lo largo del flanco oeste del segmento	K – Ar 94 Rb – Sr 96 U – Pb 101	Esta dentro de un rango de litologías monzoniticas, tenemos desde monzogobros a monzogranitos

Tabla 4: Cuadro resumen de las súper unidades emplazadas en el segmento de Arequipa del Batolito de la Costa.
Fuente: Estudio geológico Agromin La Bonita S.A.C.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

J. Geología local

La mina AGROMIN LA BONITA S.A.C es un depósito de minerales que se encuentra en el batolito de la costa con contenidos de Cobre, Hierro y Oro el cobre se presenta en forma de sulfuros (Calcopirita, Calcosina y Bornita) Las vetas son profundas y a medida que profundizan incrementan los valores de hierro (Magnetita y Actinolita).

La estratigrafía de la región está constituida por rocas intrusivas, se ha identificado 2 eventos magmáticos del batolito de la costa asociados con la mineralización, las tonalitas y dioritas de la súper unidad Tíabaya es relacionada con la mineralización de Oro y las monzonitas de la súper unidad Linga es relacionada con la mineralización de Cobre, en esta unidad se encuentra la zona de explotación.

K. Sistema de vetas Anita

El sistema de Vetas Anita se localiza en la parte central del yacimiento en la siguiente coordenada:

- N-8314371
- E-536715

El sistema abarca 350 metros de longitud explorada, el ancho de veta promedio es de 0.30 hasta 1.50 m. con una ley promedio de Cu de 6% y 0.20 Onz de Au en promedio. Su producción en promedio es de 60 Tn/día.

L. Magmatismo

- **Súper Unidad Linga:** Esta unidad es la de mayor difusión en el área de estudio, está conformada por monzodioritas leucocratas (plagioclasas – ortosas, hornblendas, cuarzo), textura fanerítica de grano medio a grueso, color rosa a blanco, con venillas de cuarzo hialino – lechoso, venillas de epidota y algunas estructuras NW – SE gossinizadas.
- **Súper Unidad Tiabaya:** Aflora como pequeños stock al NW del área de estudio, está conformada por stock de tonalíta – diorita; diorita (plagioclasas – horblenda – biotita) de textura fanerítica de grano medio a grueso, color verdoso, muestra cloritización moderada en los máficos y una argilización débil producto del intemperismo.

  Tonalita biotítica (plagioclasas – hornblenda – ortosa – biotita – cuarzo), textura fanerítica de grano medio, color blanquecino, está afectada por argilización débil a moderada y cloritización moderada. Esta unidad muestra relación con la mineralización al ser rocas con un alto grado de reacción química ante la presencia de fluidos hidrotermales.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

M. Geología estructural

En el sector nororiental del área estudiada se expone parte del Batolito de la Costa, integrando el macizo andino y la Peneplanicie Pliocénica. La geometría de su exposición es algo regular, mostrando un techo ligeramente achatado donde la abrasión Pliocénica no llego a desgastarlo mayormente, conservándose así las facies marginales de grano fino. Su límite occidental es ligeramente rectilíneo con dirección NO-SE. Los controles de emplazamiento son accidentes corticales profundos.

Las principales unidades petrográficas que conforman este sector del batolito, de acuerdo a sus edades relativas de intrusión, son las siguientes:

- **Diorita acarí:** se ha denominado así al macizo plutónico más occidental del frente andino, genéticamente relacionado al yacimiento mineral de hierro Acarí, es integrante del Batolito de la Costa por encontrarse asociado geográficamente. Sus características petrográficas presentan una diferenciación magmática distinta a las demás unidades del batolito que guardan una asociación común entre sí.

  C. HUDSON cree que las vetas de magnetita de hierro Acarí y los yacimientos de cobre del sector noreste, vinculados a la monzonita cuarcífera, tienen una relación genética. Las vetas estarían relacionadas a la segregación y difusión del sodio al igual que la monzonita, pero además está relacionada con el potasio.

  El tamaño original del intrusivo de Acarí debe haber sido mucho más grande, dado que se han encontrado, hacia el sector noreste, remanentes con techos colgantes sobre la tonalita Calapampa. Así, en la quebrada Santa Rosa (Rio Acarí) se expone una porción de la gabrodiorita de la segunda fase de intrusión que muestra las mismas características petrográficas encontradas en el área de hierro Acarí y en las cabeceras de la quebrada Cuesta Chaqui (10 Km. Al NE de la anterior) se tiene un gran sombrero de la diorita cuarcífera de la tercera generación de la diorita Acarí.

- **Tonalita calapampa:** Con esta denominación se reconoce a la unidad petrográfica de mayor volumen, del batolito de la costa. Siendo la fase principal de diferenciación y emplazamiento de este sector. Se halla expuesta a lo largo del cañón del rio Acarí, tratándose de una tonalita a biotita.

  La composición mineralógica de la tonalita es de 60-65% de oligoclasa-andesina a veces albitizada, 15-18% de cuarzo, como minerales accesorios 10% de biotita, 1-4% de clinopiroxeno y pequeñas cantidades de apatita, zircón, ilmenita, esfena y minerales opacos, como productos de alteración se tiene: sericita, uralita, clorita y epidotita. El cuarzo contiene agujas de ilmenita y las lamelas de biotita generalmente están dobladas por efectos de presión.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

- **Monzonita cobrepampa:** Se denomina así al plutón que está vinculado a la mayor parte de la mineralización de cobre en el cuadrángulo de Acarí. Se encuentra emplazado a lo largo de una franja NO-SE, su ancho promedio es de 15 Km.

  Esta intrusión conjuntamente con la diorita Acarí es la más importante del área estudiada, desde el punto de vista económico.

  Esta cruzada por un sistema de vetas de cobre con rumbo promedio N70°O, que a su vez son invasoras de las rocas encajonantes, le siguen en importancia las del grupo Yura, luego la Diorita Acarí y la Tonalita Calapampa.

  Ciertas porciones, principalmente del techo, están constituidas por una roca hibrida grisácea a partir de las dioritas y tonalitas antes descritas. El proceso de hibridización se distingue más claramente en los sectores del cerro Conchudo y Purísima, donde la roca esta cruzada por diques NO-SE de adamelita asociados a vetas con minas de cobre en los contactos.

  La composición mineralógica de la monzonita cuarcífera es: 30-35% de ortosa, 40-45% de plagioclasa (andesina) y 4-8% de cuarzo; los minerales accesorios son clinopiroxeno, biotita, apatita y esfena; y, los secundarios: uralita y turmalina negra.

  Podría postularse una relación genética areal entre las mineralizaciones de hierro y cobre, ya que en hierro Acarí, las vetas de magnetita se encuentran rodeadas por yacimientos de cobre, asociación muy común en otras provincias metalogénicas (DUNIN BORKOWSKI, 1970). Por otro lado, la actinolita es el mineral común en ambos tipos de vetas y en las de cobre son frecuentes la magnetita y especularita (GUIZADO y RODRIGUEZ 1971).

N. Control mineralógico

El sistema de vetas Anita presenta una mineralización tipo rosario con minerales típicos de Calcopirita, galena, esfalerita, cuarzo blanco brechado, diseminación de pirita con contenidos de Cobre y oro en el orden de Cu de 6% y 0.20 Onz de Au en promedio.

Asimismo se tiene la presencia de mineral ganga, el cual está compuesto por: magnetita, especularita, oligisto, actinolita, limonita.

La mineralización con presencia de altos valores de Cobre, se encuentran en los cambios significativos, en la inclinación de las vetas, así como en los clavos o ensanchamientos y en algunos ramales.

En la zona se tiene determinada por el momento un clavo principal “Purísima” con una longitud promedio de hasta 350 m. de puro mineral con anchos promedios de 0.30 hasta 1.50 m.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Ñ. Geología económica del yacimiento

La zona de estudio se encuentra en constante actividad minera especialmente de tipo metálico en este caso siendo el principal el cobre además de oro y fierro.

O. Yacimiento metálico

Entre la mineralización metálica se distingue un zonamiento regional, marcado por dos generaciones de emplazamiento, la primera (occidental) por el emplazamiento de menas de hierro y la segunda (oriental) de cobre, y más hacia el este se han desarrollado yacimientos de Oro.

Desde el punto de vista metalogénico, la región se encuentra ubicada dentro de la provincia Metalogénica Occidental (BELLIDO, 1972).

El emplazamiento de las menas de cobre tuvo lugar durante dos etapas principales, acompañadas por dos tipos de intrusiones. La primera etapa de mineralización está relacionada genéticamente al emplazamiento de las intrusiones volcánicas del cretáceo medio a superior. La segunda está vinculada al batolito de la costa, cuya unidad principal es la monzonita cuarcífera cobrepampa.

P. Mineralización de cobre relacionada con el batolito de la costa.

La principal unidad vinculada a la mineralización de cobre es la monzonita cuarcífera Cobrepampa, una de las intrusiones principales más jóvenes en el sector del batolito de la costa emplazada en la porción central de dicho Plutón, las vetas de cobre ocurren como relleno de fracturas y fallas con una dirección general de N 60 O, e inclinaciones cercanas a la vertical, cruzan a la monzonita cuarcífera como vetas de contacto entre las rocas circundantes a la apófisis de la misma monzonita.

El sector Purísima-Cobrepampa, es el de mayor mineralización de cobre y las de mayor actividad minera. La roca encajonante es la monzonita cuarcífera, con un sistema de vetas ligeramente paralelas, la orientación general es N45°O e inclinaciones de 60°-70° al noreste o cercanamente a la vertical.

En el área Purísima, la Monzonita Cuarcífera Cobrepampa y la Tonalita Calapampa forman una roca bastante hibrida, con desarrollo de vetas de contacto, paralelas a diques de granito que varían en algunos casos a adamelita y que constituyen los apófisis más ácidos provenientes de la unidad mayor monzonítica.

Como ejemplo de mineralización de cobre de este grupo podemos nombrar las siguientes áreas de mina, MINA SAN VICENTE, MINA TRANCAS, MINA COBREPAMPA, MINA PURISIMA, MINA LA LOZA Y MINA MACHAYNIOC.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Q. Paragénesis de las vetas de cobre

Ha sido posible distinguir 3 zonas principales de mineralización, oxidación supergénica, sulfuros secundarios y sulfuros primarios.

Las facies hipógena (hidrotermal de 300° a 500°) están formadas por actinolita, magnetita, especularita, pirita, calcopirita, pirrotina, calcita y cuarzo. Para este caso las vetas de magnetita son esenciales porque dan señales para la exploración de cobre.

R. Levantamiento topográfico del yacimiento

Para el levantamiento topográfico se utilizó la estación total Leica, partiendo como referencia el punto N8312159 y E536928, ubicado en la entrada de la galería principal.

S. Levantamiento geológico del área de estudio

Con el fin de obtener la información geológica a detalle se procedió a levantar geológicamente la zona de interés, para lo cual se utilizó cinta métrica y brújula, recopilándose información de la pared derecha e izquierda del nivel 1560 (galería principal).

El yacimiento de la empresa Agromin la Bonita S.A.C. presenta una mineralización en vetas tipo rosario, las cuales se extienden por centenares de metros hasta donde se conoce en la galería explorada.

La veta Anita se puede definir como un cuerpo geométrico irregular, con una potencia media que va desde 0.30 hasta 1.50 m. con orientación general de N45°O e inclinaciones de 60°-70° al noreste o cercanamente a la vertical.

Las soluciones minaralizantes se depositaron en fracturas continuas localizadas en rocas monzonitas de granos finos y gruesos con cuarzo. (Monzonita cuarcífera). Encontrándose así minerales mena: calcopirita, galena, esfalerita, oro. Y minerales ganga: pirita, magnetita, especularita, oligisto, actinolita, cuarzo, limonita.

A partir de la información recopilada se procede a realizar las corridas en los ramales y clavos de interés económico. La uniformidad de la roca hace que las labores mineras se sostengan naturalmente.

Los datos tomados en campo se pasan a limpio en papel bond A4 y por último se digitalizan en el programa Auto Cad. (Ver figura N° 6).

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

2.3. Marco referencial

A. Aplicación de mecánica de rocas

Mediante la clasificación geomecánica de roca en áreas subterráneas, se pueden establecer los planes a seguir para garantizar la instalación adecuada de las fortificaciones.

Existen diferentes tipos de roca, cada una de las cuales tienen sus propias características y propiedades físicas. Existen también, diferentes situaciones que requieren el uso de fortificación adicional para consolidar los estratos de la roca, afirmar los bloques y prevenir la caída de roca.

Si bien es cierto, previo a la construcción de una labor subterránea, se realiza un estudio preliminar de la geología del terreno mediante sondajes (muestras de perforación diamantina), mapeos geológicos y otros, es físicamente imposible detectar completamente las condiciones en que se encuentran los diversos elementos de un cuerpo tan complicado como es el macizo rocoso.

En la mayoría de los casos, el macizo rocoso aparece como un conjunto ensamblado de bloques irregulares, separados por discontinuidades geológicas como fracturas o fallas y, por ello la Caracterización Geomecánica de los macizos rocosos es compleja; pues debe incluir tanto las propiedades de la matriz rocosa así como de las discontinuidades.

En resumen, el diseño de una excavación subterránea, que es una estructura de gran complejidad, es en gran medida el diseño de los sistemas de fortificación. Por lo tanto, el objetivo principal del diseño de los sistemas de refuerzo para las excavaciones subterráneas, es de ayudar al macizo rocoso a soportarse; es decir, básicamente están orientados a controlar la "caída de rocas" que es el tipo de inestabilidad que se manifiesta de varias maneras.

Controlar los riesgos de accidentes a personas, equipos y pérdidas de materiales (producto de la inestabilidad que presenta una labor durante su abertura), constituye una preocupación primordial que debe ser considerada en la planificación de las labores mineras.

El diseño de sostenimiento de terrenos es un campo especializado, y es fundamentalmente diferente del diseño de otras estructuras civiles. El procedimiento de diseño para el sostenimiento de terrenos por lo tanto tiene que ser adaptado a cada situación. Las razones son los hechos siguientes:

- Los "materiales utilizados" es altamente variable.
- Hay limitaciones severas en lo que se puede proporcionar la información por medio de Investigaciones Geológicas.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

- Existen limitaciones en exactitud y la importancia de parámetros probados del material de la roca.
- Existen limitaciones severas en el cálculo y los métodos para modelar el sistema de sostenimiento.
- El comportamiento de aberturas es dependiente del tiempo, y también influenciado por los cambios en filtraciones de agua.
- Incompatibilidad entre el tiempo necesario para las pruebas de los parámetros, para los cálculos y modelos, comparados al tiempo disponible.

B. Limpieza a pulso en tajos y galerías.

La limpieza referida a retirar pedazos sueltos de mineral y de roca del techo y de las paredes de una galería subterránea y tajos; generalmente es realizada por hombres utilizando carretillas tipo "buggy" y lampas.

- Carretillas tipo "buggy": es una carretilla honda con una capacidad máxima de tres pies cúbicos (que equivalen a 3 bolsas de cemento). Se emplea para transportar mineral y desmonte, su diseño permite el traslado de la carga con menor esfuerzo. (Plan de minado Agromin la bonita 2017)
- Lampa: es una herramienta dinámica usada para excavar o remover materiales con movimientos continuos y sincrónicos.

a) Limpieza a pulso en tajos:

En la mina Agromin la Bonita se realiza el ciclo de limpieza a pulso utilizando las carretillas tipo "buggy" y lampas, que se realizan con dos operadores un carretillero y un lampeador; las cuales realizan la limpieza del mineral trasladando a los buzones intermedios un promedio de 6 tn/guardia en 10 horas efectivas de trabajo.

b) Limpieza a pulso en labores de avance:

En la mina Agromin la Bonita para la limpieza de las labores de avance se usa la misma dinámica de limpieza que en los tajos, realizando una limpieza a pulso con carretillas y lampas, se realizan con cuatro operadores; dos carretilleros y dos lampeadores. La limpieza se realiza en promedio de 14 ton/guardia en 10 horas efectivas de trabajo.

C. Pala neumática

Este es un equipo de ataque frontal al material, con el fin de cargarlo y transportarlo a una distancia relativamente corta para su transporte. El equipo en sí se distingue por:

- Tipo (Cuna basculante con o sin vertido a transportador incorporado, cargadora frontal).
- Motor (Diesel, eléctrico, aire comprimido).

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

- Accionamiento del sistema de carga (Hidráulico, neumático, eléctrico).
- Chasis (sobre ruedas, rieles, orugas).
- Vertido de la cuchara (Axial o lateral)

Son equipos de volteo posterior, muy simples y robustos que van sobre rieles durante la operación; su funcionamiento es accionado por energía neumática. Son fáciles de operar en la limpieza de mineral y escombros en túneles y galerías. Las palas cargadoras están diseñadas para usarlas con vagones mineros halados por locomotoras en vías de 460 mm a 900 mm de trocha.

En el trabajo, la pala se introduce en el material para cargar el material suelto, luego la maquina retrocede, y al mismo tiempo la cuchara se levanta y vuelca hacia atrás en el vagón enganchado con la cargadora. El cuerpo del operador puede girar con la pala en ángulo de 30° a 40°, lo que asegura el frente de carga en una sección desde 2m * 2.3m hasta 2.4m * 3.2m de acuerdo al modelo de la pala. (Mayta, 2006).

Para el presente proyecto que se viene realizando se contara inicialmente con una Pala Neumática LM36 Atlas Copco que tiene un costo de US$. 10 000.

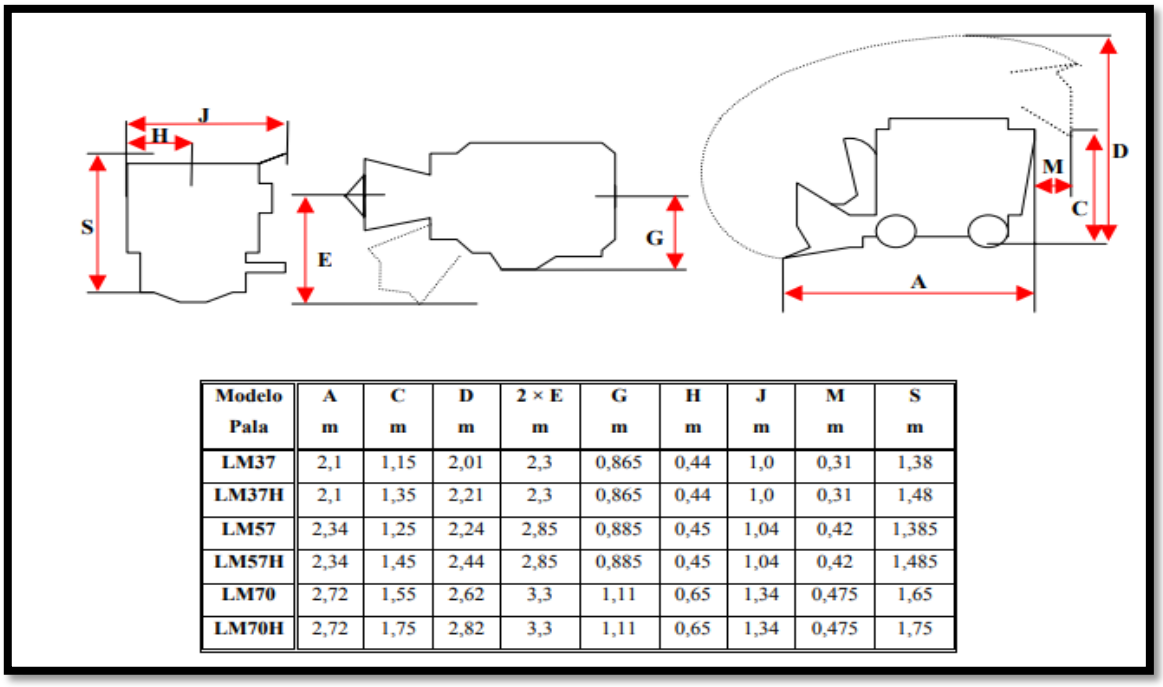
Algunos modelos de carros y secciones de galerías para palas de Atlas Copco son las siguientes.

CARROS PARA PALAS						SECCIÓN GALERÍA		
Modelo Pala	Largo m	Largo total m	Altura m	Ancho m	Capacidad m^3	Altura m	Ancho m	Ancho máximo de limpieza. m
LM37	1,8	2,25	1,0	1,5	1,3	2,2	1,8	2,3
LM37H	1,8	2,25	1,2	1,5	1,8	2,4	1,8	2,3
LM57	1,9	2,4	1,2	1,6	2,0	2,6	2,2	3,0
LM57H	2,0	2,4	1,4	1,6	2,7	2,8	2,2	3,0
LM70	2,4	3,0	1,45	1,6	3,5	3,0	2,4	3,3
LM70H	2,4	3,0	1,65	1,6	4,0	3,2	2,4	3,3

Figura 3: Tipos de pala neumática.

Fuente: Manual de equipamiento de mina subterránea autor Manuel Fuentes Elescano.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ



Modelo Pala	A m	C m	D m	2 × E m	G m	H m	J m	M m	S m
LM37	2,1	1,15	2,01	2,3	0,865	0,44	1,0	0,31	1,38
LM37H	2,1	1,35	2,21	2,3	0,865	0,44	1,0	0,31	1,48
LM57	2,34	1,25	2,24	2,85	0,885	0,45	1,04	0,42	1,385
LM57H	2,34	1,45	2,44	2,85	0,885	0,45	1,04	0,42	1,485
LM70	2,72	1,55	2,62	3,3	1,11	0,65	1,34	0,475	1,65
LM70H	2,72	1,75	2,82	3,3	1,11	0,65	1,34	0,475	1,75

Figura 4: Medidas de los tipos de pala neumática.

Fuente: Manual de equipamiento de mina subterránea autor Manuel Fuentes Elescano.

Modelo Pala	Tracción Motor HP	Balde Motor HP	Capacidad Balde m^3	Capacidad de carga m^3/min	Peso Neto ton	Consumo de aire l/s	Presión normal de trabajo bar
LM37	8,5	10	0,14	0,6	1,95	100	4,5 a 7
LM37H	8,5	10	0,14	0,6	2,1	100	4,5 a 7
LM57	13,5	24	0,26	1,0	2,7	133	4,5 a 7
LM57H	13,5	24	0,26	1,0	2,9	133	4,5 a 7
LM70	13,5	2 × 15	0,4	1,5	4,3	167	4,5 a 7
LM70H	13,5	2 × 15	0,4	1,5	4,6	167	4,5 a 7

Figura 5: Características de las palas neumáticas.

Fuente: Manual de equipamiento de mina subterránea autor Manuel Fuentes Elescano.

D. Condiciones de diseño de la pala y factores que influyen en su rendimiento.

Para un adecuado diseño de una pala debemos considerar lo siguiente:

- Capacidad en relación al tamaño de la máquina (balde).
- Logro de eficiencia máxima en su operación.
- Simplicidad en la mantención.
- Operación completa con poco movimiento.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

- Compatibilidad de repuestos entre modelos de la misma marca.
- Compatibilidad de la máquina respecto a la sección de la galería (minimizar desarrollos).
- Capacidad de operar en sectores confinados.

Dentro de los factores influyentes en el rendimiento de este equipo debemos destacar los siguientes:

- Tiempo necesario para instalar y retirar la pala de la posición de trabajo.
- Tiempo por espera de carros.
- Capacidad de los carros y su compatibilidad con la pala.
- Distancia al lugar de descarga (carros u otro punto de descarga).
- Limpieza del lugar al finalizar la extracción de material en la frente.
- Capacidad del balde de la pala.
- Estado mecánico de la pala.
- Condiciones ambientales de operación en la frente.
- Habilidad del operador.
- Presión del aire comprimido.

E. Rendimiento de la pala mecánica.

El rendimiento de una pala mecánica de este tipo se obtiene a través de los siguientes cálculos y las consideraciones anteriores de una u otra manera influirán en el valor estimado y pueden ser valorados en cada una de las etapas.

a) Tiempo real de carguío:

$$Trc = T1 / Kd \text{ [segundos]}$$

Debemos definir los tiempos elementales, los cuales son:

T1: Tiempo de excavación en la frente con saca fina y homogénea en segundos.

Kd: Coeficiente de dificultad de carga (0,2 a 1).

b) El número de ciclos que se necesita para llenar el carro queda definido de la siguiente manera:

$$NC = Vc / (Vb \times K1)$$

Donde:

Vb: Volumen del balde de la pala.

Vc: Volumen útil del carro.

K1: Coeficiente de relleno de la cuchara o balde de la pala (0,5 a 1)

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

c) Tiempo para llenar el carro:

$$TC = (NC \times T1) / Kd \text{ [seg.]}$$

d) El ciclo completo por carro queda dado por:

$$A = (TC + T3) / Z + T2$$

Donde:

T2: Tiempo para cambiar el carro en seg.

T3: Tiempo de duración del cambio de convoy en segundos (la locomotora se lleva el grupo de carros y la misma u otra trae el recambio).

Z: Número de carros.

e) Coeficiente de utilización de la pala:

$$Ku = TC / A$$

f) Rendimiento horario de la pala:

$$Rp = 60 \times (Vc \times K1 \times Kd \times Ku) / T1$$

Se puede observar que hay muchas variables en la operación que no dependen directamente de la pala, por lo que es difícil precisar un rendimiento, a menos que se cuente con una fuente de información fiel de la realidad de cada faena, en que cada uno de estas variables tenga un comportamiento definido en la operación (metodología y tiempo). Los principales inconvenientes de la operación son el uso de carros y el montaje de vías, este último punto obliga a mantener galerías con pendientes que no superan el 2%. Una solución al problema de los rieles en la frente de operación fue la incorporación de palas con orugas, pero el problema de los carros se mantenía y con ello la necesidad de disponer de las vías para su desplazamiento.

F. Equipo de rastrillaje

El equipo de rastrillaje consta de los siguientes:

- Rastrillo o cuchara de arrastre.
- Winche o cabrestante.
- Roldana o polea y cáncamo.
- Plataforma o base de apoyo.
- Cable metálico.

CC Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

a) Rastrillo

A los rastrillos, también se les denomina Scraper o cucharas de arrastre, son de diferentes tamaños y formas de acuerdo al trabajo destinado.

La hoja de excavación tiene dos partes, una rígida unida al asa y otra consistente de una cuc hilla o uña cambiable y fijada a la hoja de excavación mediante pernos. (Mayta, 2006, p.58).

Los tipos de rastrillo son:

- Tipo azadón.
- Tipo cajón.
- Tipo replegable.
- Tipo media luna.

b) Winche o cabrestante.

La tecnología en el diseño y su uso ha progresado a lo largo del tiempo, desde los inicios de la minería, cuando fue empleada una tambora para jalar al rastrillo desde la pila de mineral arrancado al shut girando con la mano en su viaje de retorno.

El uso del winche de dos tamboras, uno es para el arrastre del mineral y la otra para regresar al rastrillo al frente donde se encuentra la pila de mineral; estos equipos fueron introducidos el año 1922.

Los winches de tres tamboras fueron introducidos el año 1936 que permite la limpieza de toda área de trabajo en forma eficiente.

Actualmente se cuenta con winches de 2 a 3 tamboras con motor a aire comprimido, energía eléctrica y diésel con potencias que varían de 7 a 40 Hp, siendo los dos primeros para trabajos subterráneos y el último exclusivamente para minería superficial.

En la mayoría de los winches de dos o tres tamboras se hallan colocadas en un mismo eje, o están montadas en la parte posterior sobre una base separada.

Las partes principales de los winches son:

- Motor
- Base
- Tamboras
- Embrague
- Engranaje y chumaceras
- Guías de cable
- Palanca del embrague
- Frenos

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

G. Parámetros para el cálculo de rastrillaje.

a) Capacidad de rastrillaje

Para cualquier tipo de rastrillo la capacidad teórica de rastrillaje está basada en los siguientes parámetros:

- Capacidad teórica del rastrillo.
- Velocidad promedio del rastrillaje.
- Distancia de arrastre.
- Eficiencia promedio, que depende de la eficiencia de la mano de obra, de la eficiencia de excavación del rastrillo y del vaciado del mineral del rastrillo directamente al chute o algún otro medio de descarga.

La capacidad teórica del rastrillaje se determina con la formula siguiente.

$$C = \frac{c * T * S * E}{2D}\ pies3$$

Donde:

C: capacidad del rastrillaje o carga; pies^3

c: capacidad teórica del rastrillo elegido; pies^3

T: tiempo total de rastrillaje; min.

S: velocidad promedio de halado; pies/min

E: eficiencia total.

D: distancia de rastrillaje; pies

b) Tracción de cable

Cuando el rastrijalle se realiza sobre un mismo nivel, la tracción del cable viene a ser, la fuerza que resulta del peso del rastrillo, más el peso de la carga, multiplicado por el coeficiente de fricción. Su expresión matemática es:

$$T = F\ (Wr + Wm); lbs$$

Donde:

T: fuerza de tracción del cable; lbs.

F: coeficiente de fricción.

Wr: peso del rastrillo, lbs.

Wm: peso del mineral cargado por el rastrillo; lbs.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

El coeficiente de fricción (F), depende de las siguientes condiciones:

- De la naturaleza del fondo del piso; pudiendo ser de 0.5 en las mejores condiciones, con pisos enmaderados, pisos enrielados con productos más suaves como el carbón, cemento, arena, etc. Alcanza valores de uno en las condiciones normales de trabajo donde el piso es áspero como el caso de los tajeos, túneles, etc.
- Del rastrillaje en gradiente; varia aproximadamente según la Tabla N°5 siguiente:

Ángulo con el plano horizontal.	Subiendo (-) %	Bajando (-) %
10°	15	20
20°	30	40
30°	35	60
40°	40	Resbala solo
45°	45	

Tabla 5: Inclinaciones para el escraper.

Fuente: Manual de Maquinaria Minera, Ing. Maximo Mayta L.

El coeficiente de fricción (F) es:

$$F = f1 \pm f2$$

Donde:

f_1: factor de fricción que depende de la naturaleza del fondo del piso (0.5 a 1.0).

f_2: factor de gradiente, obtenida de la Tabla N° 6.

c) Velocidad del cable

La velocidad se estima en base a la Tabla N° 6 siguiente:

Velocidad (pies/min.)	Baja(150-200)	Media(225-275)	Alta(300-mas)
Distancias	Cortas	Largas	Largas
Para material	Grueso	Medio	Fino
Para formas	Angulosas	Suaves	Suaves
Para fondos	Ásperos	Medio	Lisos
Densidad	Alta	Media	Baja

Tabla 6: Velocidad del cable.

Fuente: Manual de Maquinaria Minera, Ing. Maximo Mayta L.

- Distancia corta, cuando la longitud de arrastre es menor de 90 pies.
- Grueso > 6 pulgadas de diámetro.
- Fino < 6 pulgadas de diámetro.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

- Distancia larga, cuando la longitud de arrastre es mayor de 90 pies.
- Densidad baja de 70 a 100 lb/pie^3 del mineral a halarse.
- Densidad media de 101 a 150 lb/pie^3 del mineral a halarse.
- Densidad alta, mayor de 150 lb/pie^3 del mineral a halarse.

d) Selección del tipo de rastrillo

El tipo de rastrillo a usarse se elige de acuerdo a la siguiente Tabla N°.7

Tipos de rastrillo	Abierto	Cerrado
Para material	Grueso	Fino
Para formas	Angulosas	Suaves
Facilidad para excavar	Buena	Mala
Facilidad para acarrear	Mala	Buena
Facilidad para deslizar	Mala	Buena

Tabla 7: Selección del rastrillo.

Fuente: Manual de Maquinaria Minera, Ing. Máximo Mayta L.

- Grueso; cuando el material rastrillado es mayor de 6 pulgadas de diámetro.
- Fino cuando el material rastrillado es menor de 6 pulgadas de diámetro.

e) Características principales de los rastrillos

Las características principales, en cuanto a las dimensiones, capacidad teórica y peso se detallan en la siguiente Tabla N°8.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

ANCHO		AZADÓN		¼ CAJA		½ CAJA		¾ CAJA		CERRADO	
		Pies^3	Lbs	Pies^3	Lbs	Pies^3	Lbs	Pies^3	Lbs	Pies^3	Lbs
26”	De	1 – 1.5	250	2 – 2.5	300						
	A	2 – 2.5	300	2 – 2.5	350						
30”	De	5	400	6	475	9	600				
	A	7	525	8	600	10	650				
36”	De	6	425	7	525	10	675	9	650	10	700
	A	9	600	10	700	12	750	14	800	16	825
42”	De	8	525	9	650	12	750	11	700	12	750
	A	11	675	12	720	14	825	16	900	19	925
48”	De	10	650	11	725	14	750	13	725	14	800
	A	19	1200	16	925	22	1280	24	1350	25	1450
54”	De	15	850	15	875	17	975	20	1050	22	1150
	A	24	1300	26	1350	27	1450	29	1650	31	1750
60”	De	25	1000	26	1200	28	1250	32	1650	35	1750
	A	30	1400	32	1450	33	1550	35	1700	38	1800
66”	De	28	1150	30	1250	33	1350	37	1650	40	1800
	A	33	1450	34	1500	36	1600	39	1750	42	1900

Tabla 8: Tamaño, peso y capacidad aproximados de los rastrillos.

Fuente: Manual de Maquinaria Minera, Ing. Máximo Mayta L.

f) Longitud del cable

Refiérase a la longitud del cable que debe enrollarse en la tambora de la wincha, se determina de acuerdo a la siguiente formula:

$$L = (A + B) * AC * \frac{0.627}{d^2}$$

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Donde:

L: longitud del cable a enrollarse en la tambora; pies.

A: semi-diferencia entre el diámetro interior y exterior de la tambora; pulgadas.

B: diámetro interior del tambor; pulgadas.

C: longitud del tambor interno; pulgadas.

d: diámetro del cable; pulgadas.

g) Diámetro del cable

Se estima de acuerdo a la potencia del winche especificado en la siguiente Tabla N°9:

DIÁMETRO PULGADAS	POTENCIA HP
5/16	4
3/8	71/2 – 10
½	15 – 20
5/8	25 – 30
¾	40 – 50
7/8	75
1	Mayor a 100

Tabla 9: Relación del diámetro del cable con la potencia del winche.

Fuente: Manual de Maquinaria Minera, Ing. Máximo Mayta L.

Para el presente proyecto propuesto se contara inicialmente con 2 winches de arrastre modelo Joy S211 cautivos de 10 HP con rastrillo de capacidad de 0.3 toneladas, los cuales tienen un costo inicial de US$ 4 000.

H. Dilución minera

La dilución mineral "es la reducción en ley por la cantidad de material por debajo de la ley mínima de corte, o estéril que se mezcla con el mineral económico".

En realidad, la dilución no significa solamente bajar la ley de mineral, es elevar en mucho los costos, ya que el envío de una tonelada de estéril a la planta es más costoso que controlar la voladura in situ.

Por ello todas las minas se han desarrollado tendientes a encontrar las posibles causas de la dilución, y en consecuencia, proponer procedimientos más eficientes con los cuales reducir el "empobrecimiento". (Torres,2015,p.35).

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

2.4. Marco conceptual

A. Procesos de minado.

El método de minado subterráneo generalmente se aplica para determinados tipos de depósitos de minerales, como vetas y mantos angostos, o también cuando depósitos tipo cuerpos o masivos se encuentran en profundidad, de tal manera que extraerlos de forma superficial pueda resultar más costoso. El minado subterráneo ha sido hasta hace algunos años el método de explotación más usado en la mayor parte de minas del país, debido a que la mayoría de veces se explotaban vetas y cuerpos a gran profundidad.

El método consta de las siguientes operaciones cíclicas:

- Perforación del frente de trabajo con perforaras manuales convencionales (Jack.le) o mecanizadas (Jumbos).
- La voladura del frente de trabajo, puede ser eléctrica, fanel, convencional, etc.
- Acarreo con Winches, palas neumáticas, cte.
- Sostenimiento del frente de trabajo mediante pernos de anclaje, shotcrete, mallas, etc.
- Transporte, carros mineros, camiones de bajo perfil, etc.
- En este tipo de operaciones los problemas principales son como consecuencia de:
  - ✓ Fragmentación del mineral y material estéril.
  - ✓ Soporte de la excavación (sostenimiento).
  - ✓ Carguío y transporte de mineral y estéril.
  - ✓ Izaje o levantamiento del mineral desde la mina.
  - ✓ Control y bombeo del agua.
  - ✓ Suministrar un ambiente adecuado de ventilación para el trabajo.

B. Métodos de explotación

En los distintos tipos de minas subterráneas (grande, mediana o pequeña) existen desafíos de diversa naturaleza, pero uno que es transversal a toda explotación bajo tierra es la necesidad de aumentar la productividad por medio de sistemas apropiados y, en algunos casos más vanguardistas.

C. Método de explotación de corte y relleno ascendente

1. Principios generales

Este método también se denomina como OVER CUT AND FILL. Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del caserón, y en algunos casos especiales el techo. Actualmente el método es utilizado generalmente en vetas angostas de buena ley, las que no pueden ser mecanizadas, o en pequeñas operaciones en donde los costos de mecanización son aceptables. En el Perú la mayoría de las minas explotan mediante este método, dentro de las principales tenemos. (E. Llanque, 2016, p.29).

- ARCATA.
- MILPO.
- ORCOPAMPA.
- MINSUR: Unidad Minera San Rafael (Puno).
- CIA Minera Caylloma (Lima).
- CIA Minera Cerro de Pasco (Pasco), entre otros.

La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

- Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.
- Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala (roca incompetente).
- Potencia moderada.
- Limites regulares del yacimiento.

2. Condiciones de diseño

Se puede aplicar en yacimientos:

- Con buzamientos pronunciados.
- En cualquier depósito y terreno.
- Con cajas medianamente competentes.
- Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competentes.
- El mineral debe tener buena ley.
- Disponibilidad de material de relleno.

Estas operaciones están constituidas por el reconocimiento geológico y geotécnico de una parte, la realización de la estructura por otra parte. El reconocimiento geológico de la mina comprende: trazado de los subniveles, si los niveles están muy distanciados, así como la abertura de algunas labores verticales en el mineral. Las operaciones denominadas geotécnicas determinaran el comportamiento de la resistencia de las cajas del mineral.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

La explotación por corte y relleno ascendente constituye un método particularmente flexible de operar y se adapta a los yacimientos irregulares. Las tajadas ascendentes rellenadas se ajustan a distancias entre niveles de 25-50 m a más, mineral pobre se deja en forma de relleno. La resistencia del mineral en el techo puede ser verificada con la excavación de una cámara e el nivel mismo de la galería de base, en resumen, todo esto es muy favorable, por lo que es uno de los menos costosos que se conoce.

D. Perforación.

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes.

Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado. La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo.

En perforación tienen gran importancia la resistencia al corte o dureza de la roca (que influye en la facilidad y velocidad de penetración) y la abrasividad. Esta última influye en el desgaste de la broca y por ende en el diámetro final de los taladros cuando esta se adelgaza (brocas chupadas).

a) Accesorios de perforación.

- **Brocas:** Son las herramientas cortantes, generalmente de acero altamente resistente al impacto, reforzados en sus filos con insertos o botones de material muy duro resistentes a la abrasión (Carburo de Tungsteno).
- **Barras o barrenos:** Son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos, las barras pueden ser tabulares, hexagonales, rígidas, etc. Y sus acoplamientos de rosca corrida, cono roscado, cono de embone liso, etc.

b) Malla de perforación.

Es la distribución sistemática e la ubicación de los taladros para ser perforados, estas se elaboran en función al cálculo de número de taladros a perforar, condiciones geomecánicas del macizo rocoso, tipo de explosivo a utilizar y equipo de perforación a utilizar.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

E. Voladura.

La voladura de rocas, es la actividad final que se realiza, es el cierre con éxito la guardia. Para realizar tal efecto en la roca se utilizan los explosivos comerciales en el carguío de taladros previamente perforados, desde luego el disparador tiene que tener bien presente la actividad que desarrolla es de suma importancia y delicadeza en el uso del explosivo.

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos, fragmentación y desplazamiento. El primeo se refiere al tamaño de los fragmentos producidos a su distribución y porcentajes por tamaños mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

F. Productividad.

Se considera productividad al resultado que se obtiene de un proceso productivo en relación con los insumos utilizados y el esfuerzo que se pone en el desarrollo de sus actividades, es decir que un proceso es productivo si se aprovecha al máximo cada recurso.

El objetivo de todo administrador de procesos productivos es mejorar y aumentar la productividad de su empresa aplicando la frase "siempre existe una mejor forma de hacer las cosas".

G. Costos

En economía el coste o costo es el valor monetario de los consumos de factores que supone el ejercicio de una actividad económica destinada a la producción de un bien o servicio. Todo proceso de producción de un bien supone el consumo o desgaste de una serie de factores productivos, el concepto de coste está íntimamente ligado al sacrificio incurrido para producir ese bien. Todo coste conlleva un componente de subjetividad que toda valoración supone. (Bueno, 2009, p.8).

Es el sacrificio, o esfuerzo económico que se realiza para lograr un objetivo. Los rubros son diversos, como: sueldos, materiales, servicios, etc. Es básicamente un concepto económico, es lo que influye en el resultado de la empresa.

H. Costos mineros

El presente tema trata de las partes económicas de la producción minera referidas a los costos las cuales ayudara a todas aquellas personas que buscan el noble propósito de mejorar la eficiencia y la productividad de la minería en nuestro país sin agudizar los demás componentes del problema económico nacional.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

El propósito de este tema es mostrar las diferentes metodologías para la estimación de costos de operación en minería, que permitan de una forma rápida y sencilla obtener un orden de magnitud de los mismos y establecer el costo unitario de producción en minería.

Los costos totales de producción estarán en base a los costos directos e indirectos. (Cobarrubias, 2014, p.45).

- Costos directos = mano de obra directa + materiales directos.

$$CD = MOD + MD$$

- Costos indirectos = mano de obra indirecta + materiales indirectos + gastos indirectos.

$$CI = MOI + MI + GI$$

- Costo total = costos directos + costos indirectos.

$$CT = CD + CI$$

2.5. Evaluación geomecánica del macizo.

Los trabajos de minería están situados en contacto con la roca; por lo que es fundamental un completo conocimiento del comportamiento de los frentes de excavación que va ser sujeto. La realización de cada una de las labores en o sobre roca produce cambios en las condiciones iniciales, por lo que habrá una reacción de la misma, que debemos conocer, cuantificar y controlar con el fin de evitar posibles colapsos, además de elaborar un diseño de ingeniería adecuado que permita la funcionalidad de las obras a las que serán sujetas.

Para determinar la calidad del macizo rocoso se utilizó la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1979, la cual estima la calidad de las rocas a través del índice RMR (Rock Mass Ratting), en la cual toma en cuenta 5 parámetros que son: la resistencia a la compresión simple de la roca intacta, la designación de la calidad de la roca (RQD), espaciamiento de las discontinuidades, condición de las discontinuidades y condiciones de agua subterránea.

Los promedios son aplicados para cada parámetro basado en las condiciones con las que se encontró durante el mapeo. Al final obtenemos una evaluación global que es la suma de los promedios individuales para cada uno de los cinco parámetros.

2.5.1. Resistencia a la compresión simple

La resistencia a la compresión simple se determinó en el laboratorio (laboratorio externo) de un total de 15 muestras tomadas en una progresiva de 20 m en el nivel 1565 Tj-680.

Para determinar el valor se hizo la media aritmética de las 15 muestras la cual nos da el resultado de 98 MPa. Lo cual se clasifica en un tipo de roca con resistencia R5, considerándose resistente.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

2.5.2. RQD (Rock Quality Designation)

$$\text{RQD} = 100 * e^{-0.1\gamma}(0.1\gamma + 1)$$

Donde:

$\gamma =$ N° de discontinuidades por metro lineal (98 discontinuidades promedio en 10 metros)

γ = 98/10= 9.8 disc. /m.

$$\text{RQD} = 100 * e^{-0.1(9.8)}(0.1(9.8) + 1)$$

$$\text{RQD} = 74.31\%$$

Lo que significa que el fracturamiento es menor, considerándose a la masa rocosa como buena.

2.5.3. Espaciamiento de discontinuidades

Para determinar el espaciamiento de discontinuidades se empleó un procedimiento estadístico, de un total de 200 datos.

Espaciamiento de 600 mm a 2 m. con una valoración de 15

2.5.4. Condición de juntas

Apertura promedio	1 mm – 5 mm	Valoración 1
Persistencia	3 – 10 m	2
Rugosidad	Rugosa	5
Relleno	Duro > 5mm	2
Alteración	Ligeramente alterada	5
Total valoración		15

Tabla 10: Valoración de Condición de juntas.

Fuente: elaboración propia

2.5.5. Aguas subterráneas

La presencia de agua es ligeramente húmeda.

Valoración: 10

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

La suma de los valores de los parámetros de la clasificación geomecánica da un total de 60. Teniendo nuestro **RMR básico de 60**.

2.5.6. Corrección por orientación

La orientación de la excavación esta de 45° a 90° a favor del buzamiento, dando un valor de 0, Por lo tanto, la correlación por orientación nos sigue dando el mismo valor 60.

Una vez obtenido el RMR de 60 procedemos a clasificar el macizo rocoso en función del valor obtenido, con el apoyo del siguiente cuadro. Asimismo los resultados de dicho mapeo se encuentran plasmados gráficamente en la figura N° 17.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

ROCA			RMR	CARACTERISTICA DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO	TIPO DE SOSTENIMIENTO	ANCHO PROM.	AUTO SOPORTE	SPAN	AUTO SOPORTE	SPAN VERTICAL	OBSERVACIONES
TIPO	COLOR	CALIDAD			CX,GL,VENT	TAJOS, SN		GL,CX	TAJOS,SN	TAJOS,SN	TAJOS,SN	
I		MUY DURA	81-100	Roca muy dura con muy pocas fracturas, terreno seco. (Espa ciamiento de fracturas de 1 a 3 metros. Se astilla con varios golpes de picota)	No requiere sostenimiento.	No requiere sostenimiento	0.8 - 2.10 m	> 1 año	30 m	25 días	5m	voladura normal o controlada.
II		BUENA	61-80	Roca dura con pocas fracturas, ligera alteracion, húmeda en algunos casos. (Espaciamiento de fracturas de 0.5m a 1 m. Se astilla con mas de 5 golpes de picota)	Pernos helicoidales o split set, en forma esporadica, donde presenta riesgo de caida de rocas.	Puntales de seguridad en forma esporadica, donde presenta riesgos de caidas de roca.	0.8 - 2.10 m	6 meses a 1 año	12 m	4 días	4.5 m	Voladura normal o controlada, taladro perforado - Split set o perno helicoidal colocado.
IIIA		REGULAR A	51-60	Roca moderadamente dura, conregularidad de fracturas, ligeramente alterada, húmeda a mojada (2 a 6 fracturas por metro, se rompe con mas de 3 golpes de la picota)	Pernos helicoidales o Split Set, de 5 pies, con esquema de instalación sistematico de 1.6m * 1.6m	Puntales de seguridad sistematicamente espaciados a 1.5m	0.8 - 2.10 m	> 1 - 3 meses	8 m	2 días	3.4 m	Voladura controlada taladro perforado - Split Set o perno helicoidal colocado. Hacia el tope colocar Split o perno helicoidal,puntales.
IIIB		REGULAR - B	41-50	Roca moderadamente suave, con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, humeda a mojada. (6 a 12 fracturas por metro, se rompe con 1 a 3 golpes de la picota)	Mallas electrosoldadas + pernos helicoidales Split Set de 5 pies con esquema de instalación sistematico de 1.6m* 1.6m	Puntales de seguridad sistematicamente espaciados a 1.20m. Puntales de linea y guarda cabeza si requiere.	0.8 - 2.10 m	> 3 - 7 días	5 m	6 horas	2.5 m	Hacia el tope colocar Split Set o perno helicoidal puntales.
IV		MALA	21-40	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas, con panizo moderada a fuerte alteraciones, goteo constante en fracturas y fallas. (12 a 20 fracturas por metro, se introduce superficialmente la punta de la picota)	Cuadros de madera espaciados a 1.5 metros.	Cuadros de madera espaciados a 1.30 m, último cuadro a 1 metro del tope, avanzar con guarda cabezas.	0.8 - 2.10 m	1 a 12 horas	1 - 2 m	2 horas	2.2 m	Voladura controlada, última malla a 1 metro del tope. Uso de guarda cabezas; uso de marchavantes laterales.
V		MUY MALA	0-20	Roca muy suave, completamente triturada, con muchas fallas panizadas, fuertemente alterada con filtracion de agua. (> 20 fracturas por metro, muy triturada, se introduce profundamente la punta de la picota)	Cuadros de madera espaciado a 0.80 a 1.00 metro.	Cuadros de madera espaciados a 0.80 a 1.00 metro, cuadros al tope y uso de guarda cabeza.	0.8 - 2.10 m	0.5 horas (colapso inmediato)	1.0 m	0.5 horas (colapso inmediato)	1.4 m	Cuadro al tope. Uso de guarda cabeza; uso de marchavantes laterales. El explosivo a usar es el equivalente a la dinamita de baja potencia con voladura controlada.

Tabla 11: Caracterización Geomecánica De La Roca De Acuerdo Al G.S.I. Modificado.
Fuente: Estudio geológico Agromin La Bonita S.A.C.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

De acuerdo a esta Tabla N° 11 se obtiene lo siguiente:

Una roca Monzonita Tipo III A – REGULAR A (RMR: 51 - 60), de regular calidad, con presencia de roca dura, pocas discontinuidades y ligeramente alterada.

Se pueden observar en los trabajos que se vienen realizando un auto soporte, que no generan ningún tipo de problema con respecto a caída de rocas. En el método propuesto se llevara los tajos a una altura máxima de 2.10 m, lo que aumentara la estabilidad del macizo rocoso.

2.6. Evaluación técnica económica actual

2.6.1. Minería

El yacimiento en cuestión se podría clasificar como una veta delgada vertical, con una potencia media de 1.10 m y buzamiento de 80° promedio, y una longitud en la vertical de 350 m como promedio, además de tener una resistencia de roca de caja alta con alteración presente y resistencia de roca mineralizada también alta. La estructura mineralizada en si es tipo rosario.

Los métodos de minado en los tajos y en distintas fases básicamente son con equipos convencionales neumáticos, cuya energía esta abastecida por dos compresoras diésel de 375 CFM Ingersoll Rand.

El acarreo desde los tajos y frentes de avance de interior mina a superficie, se hacen con Winches de izaje de 10 HP.

Cabe señalar, que la mina actualmente está dividido en cuatro niveles o pisos siendo el NV 1540 nivel principal de producción, por ser este el primer nivel que se apertura, el resto de los niveles están por encima de este, siendo el NV 1680 el nivel de extracción de mineral; el NV 1585 en producción y el nivel 1560 se encuentra en plena fase de desarrollo y preparación, este nivel será el principal para la extracción de mineral.

El método de explotación con el que se trabaja corte y relleno ascendente con limpieza a pulso, por esto se han tomado consideraciones técnicas a fin de conseguir mejores rendimientos en la limpieza con winches de arrastre para tajos y pala neumática para labores de avance, distancias adecuadas para minería convencional.

La explotación actual de la veta Anita que trataremos actualmente, indicando sus variantes en el sistema como proceso evolutivo en el minado. La secuencia operacional en sus distintas fases alcanza una producción normal de 60 Tn/Día.

2.6.2. Explotación

El trabajo de explotación de la estructura Anita conduce a la extracción económica del mineral, estas labores se les conoce como “Tajos” definidos para su inmediata explotación.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

En esta fase el cumplimiento del plan o programa de producción, específicamente el ciclo de minado es muy importante a fin de garantizar el cumplimiento mensual, actualmente el programa mensual de producción contempla el 90% del mineral producido proviene de esta fase, el resto de los 10% son de labores de desarrollo.

En esta fase las operaciones realizadas son completas, empezando de la perforación, voladura, limpieza de mineral y transporte; con un planeamiento proyectado a la máxima recuperación del mineral, definido por un método de explotación de corte y relleno ascendente con limpieza a pulso dentro de esta fase se tiene 3 niveles principales y 4 tajos de producción.

La perforación se realiza con máquinas Jack leg marca Atlas Copco y perforadoras neumáticas seco S250 Boart Longyear y barrenos de 4´y 6´. La voladura con dinamita de 65% Semexsa, cebadas con fulminantes famesa N° 8 y guías de seguridad de 5´y 6´cada taladro.

La limpieza del mineral se realiza en carretillas a pulso en los 4 tajos y cuando requiere sostenimiento se ponen algunos puntales de madera por seguridad.

2.6.3. Método de explotación

La explotación del yacimiento de la mina Agromin la Bonita S.A.C. no se hace de modo arbitrario, necesariamente se procede con un trabajo sistemático, y esta forma y modo que se efectúa le damos el nombre de método de explotación.

La elección se basa principalmente en la firmeza del yacimiento, su buzamiento y su potencia, específicamente por las propiedades de la roca encajonante y el techo de la estructura. Estas presentan pocas alteraciones y esto hace que se defina como roca y estructura competente, definiendo de este modo el método de corte y relleno ascendente con sostenimiento natural.

El minado de corte y relleno ascendente y variante ofrece la selectividad, adaptándose al yacimiento en partes irregulares y discontinuos, arrancando el mineral de alto contenido metálico y dejando las zonas estériles o acaballamientos como pilares de sostenimiento.

El arranque por cortes, excava el mineral en franjas horizontales con una sección de 7´x 6´, iniciando el primer subnivel y dejando un puente de 2.5 m según la dureza de la estructura, evitando de este modo que se colapse la galería.

Iniciada el subnivel en la parte superior del block, teniendo como frente de arranque en dos flancos opuestos separados por una chimenea chute – camino a donde converge el mineral de los tajos para luego ser izada a superficie mina, una vez concluida la limpieza del mineral en el tajo, se procede a realizar el pique dejando un puente de 2.5 m.

Este método de explotación es un buen método de recuperación, pero no tan eficiente por la limpieza que se realiza a pulso en tajos y labores de avance.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

2.6.4. Ciclo de minado

Es muy importante en la explotación el cumplimiento de este ciclo, porque esta respalda el cumplimiento del plan mensual de producción, para lo cual realizaremos el siguiente ciclo de minado:

a) Perforación
b) Voladura
c) Limpieza

A. Perforación

Es convencional, la perforación de producción se realiza en subniveles con taladros horizontales paralelo al rumbo de la estructura, en una sección de 6´x 7´con un diseño de malla de acuerdo al tipo de dureza de la estructura, se emplean barrenos integrales de 4´y 6´ con 39 mm de diámetro.

El equipo de perforación constituye de máquinas perforadoras portátiles Jackleg marca Atlas Copco y perforadoras neumáticas seco S250 Boart Longyear de percusión – rotación. En Agromin la Bonita S.A.C. se registran unos parámetros promedios de velocidad de penetración de 0.64008 m/min., velocidad de perforación 0.512064 m/min. Con una eficiencia de voladura de 85%, en estas condiciones de operatividad las máquinas perforadoras tienen un desgaste promedio de su vida útil de 80 000 p.p. trabajando con una eficiencia mecánica de 80% y el barreno tiene una vida útil de 400 p.p.

El personal de esta operación está constituido generalmente por dos hombres, un maestro perforista y su respectivo ayudante.

B. Voladura

Esta operación es muy importante y necesario, se realiza dentro del margen de seguridad que periódicamente se imparte al trabajador: en la voladura de los frentes a disparar se emplean los siguientes materiales:

- Explosivos:
  - Dinamita de 65% Semexsa.
  - Peso neto: 25 Kg.
  - N° de cartuchos: 308 unid.
  - Dimensiones: 7/8” x 7”
- Accesorios:
  - Fulminante Famesa N° 8.
  - Guía de seguridad.
  - Conectores.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

- Agente de voladura:
  - Anfo (Nitrato de amonio + Diésel).

La potencia del explosivo que se elige incide en el diseño de malla, y se usa de acuerdo a la dureza de la roca, naturalmente influye en el grado de fracturamiento que se desea conseguir, factor de potencia en cada fase es variado y en la unidad se ha obtenido un valor promedio de 1.55 Kg/Tm.

El manipuleo o el carguío de explosivos es manual, y lo hacen los mismos hombres que realizan la perforación.

El disparo se hace cada fin de guardia, dejando ventilar aproximadamente 2 horas, hasta la siguiente guardia.

C. Limpieza

La operación de limpieza se hace con carretillas tipo "buggy" y lampas, esto dificulta la dinámica ya que depende de ello la velocidad del ciclo de minado.
El mineral roto es llevado hacia la chimenea en carretillas a medida que progresa la explotación en toda su longitud del block.

- Esta operación en tajos generalmente se realiza de 2 personas: un carretillero y un lampeador, con una carretilla tipo "buggy" de una capacidad máxima de 3 pies cúbicos y una lampa, trasladando así 6 tn/guardia en un tiempo aproximado de 10 horas incluyendo las horas muertas.
- La limpieza en labores de avance se realiza de 4 personas: 2 carretilleros y 2 lampeadores, utilizando las mismas herramientas que en los tajos; carretillas tipo "buggy" de una capacidad máxima de 3 pies cúbicos y lampas, trasladando de esta manera 14 tn/guardia en un tiempo aproximado de 10 horas incluyendo horas muertas.

El mineral es conducido a superficie mediante winches de izaje alternativo con caja de cambio de 10 HP.

2.7. Costos operativos

Para determinar el costo operativo en un sistema de explotación subterráneo, requiere una metodología y un control en las labores o fases de minado, los elementos de cálculo del costo operativo.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

CAPÍTULO III

DISEÑO METODOLÓGICO

3.1. Definición de variables

3.1.1. Variable independiente.

Incremento de producción en tajos y avances con el método de corte y relleno ascendente con equipos de limpieza (winches modelo Joy-S211 y palas neumáticas lm36 Atlas Copco.

3.1.2. Variable dependiente.

Aumentar la productividad y la eficiencia en los tajos y labores de avance en Agromin la Bonita – Bella Unión – Arequipa – 2017.

3.2. Operacionalización de variables

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES
Variable independiente	Incremento de producción en tajos y avances con el método de corte y relleno ascendente con equipos de limpieza (winches modelo Joy-S211 y palas neumáticas lm36 Atlas Copco.	- Método de corte y relleno ascendente. - Uso de equipos de limpieza (winches modelo Joy S211 y palas neumáticas LM36 Atlas Copco).	- Mecánica de rocas. - Dilución - Recuperación selectiva. - Winche - Palas neumáticas Disponibilidad mecánica de equipos.
Variable dependiente	Aumentar la productividad y la eficiencia en los tajos y galerías en Agromin la Bonita – Bella Unión – Arequipa – 2017.	- Mayor producción. - Eficiencia de avance. - Reducir tiempo. - Optimización de costos.	- Cumplimiento de programas mensuales y semanales. - Metros perforados por disparo. - Toneladas rotas por disparo. - Comparación de costos anteriores con la actual.

Tabla 12: Operacionalización de variables.

Fuente: Elaboración propia

3.3. Hipótesis de la investigación

3.3.1. Hipótesis general

La aplicación del método de corte y relleno ascendente con equipos de limpieza (winches modelo Joy S211 y palas neumáticas LM36 Atlas Copco) aumenta la productividad y la eficiencia en los tajos y labores de desarrollo en la mina Agromin la Bonita – Bella Unión – Arequipa - 2017.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

3.3.2. Hipótesis específicas

- La aplicación de equipos de limpieza (winches modelo Joy S211 palas neumáticas LM 36 Atlas Copco) aumenta la productividad y la eficiencia en los tajos y labores de desarrollo en la mina Agromin la Bonita – Bella Unión – Arequipa - 2017.
- El uso de equipos de limpieza (winches modelo Joy S211 y palas neumáticas LM36 Atlas Copco) disminuyen los costos de producción y aumentan la productividad en los tajos y labores de desarrollo de la mina Agromin la Bonita – Bella Unión – Arequipa - 2017.

3.4. Tipo y diseño de investigación

3.4.1. Tipo y nivel

La investigación realizada corresponde a la "investigación aplicada experimental"

3.4.2. Método y diseño

Conforme a los propósitos y naturaleza del estudio, la investigación es ubicada en el nivel descriptivo, experimental.

Esquema: M O

Dónde:

M: representa la muestra.

O, representa la información que se obtiene de la muestra.

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

La población constituye los tajos y galerías existentes y programadas en la mina Agromin la Bonita.

3.5.2. Muestra

Constituye la parte integrante de la población que identifique una cantidad representativa de la población en estudio.

3.6. Procedimiento de la investigación

La presente investigación se desarrolló en varias fases o etapas.

Primera fase: Se realizó a través de la planificación de las actividades necesarias para dar cumplimiento de la investigación En esta fase se eligió la documentación que conformó el marco conceptual para definir las categorías principales, subcategorías y las dimensiones de cada una.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Segunda Fase: está referida a la investigación de campo, en donde a través de las técnicas de observación se llevó un registro de los procesos durante las operaciones mineras, las cuales fueron sometidas a un proceso de análisis, interpretación y reflexión para ser conceptualizadas y esquematizadas.

Tercera fase: Se refiere al análisis, interpretación e integración de los resultados. Esta se hizo a través los instrumentos y metodología de investigación

3.7. Material de investigación

Como escenario de investigación se tuvo las instalaciones, equipos, personal, etc. de la unidad minera la bonita de la empresa Agromin.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

CAPÍTULO IV

RESULTADOS

4.1. Fundamento del proyecto

El proyecto de incremento de producción se ha realizado tomando como premisa, los estudios geológicos y topográficos que se vienen realizando; en el cual se puede predecir la existencia en la concesión de Agromin la Bonita S.A.C. un yacimiento de Cobre de gran potencial, esto origino a plantear el mejoramiento del método de explotación de la veta Anita para incrementar la producción del mineral de 1800 Tn/mes a 5000 Tn/mes al culminar el año 2017.

Por consiguiente, este proyecto obliga a la empresa minera Agromin la Bonita S.A.C. a realizar exploraciones con el fin de determinar nuevas estructuras y realizar los trabajos de preparación para explotar y de esta manera incrementar la producción que se tiene planteado. Con este fin se implementa el área de geología y exploraciones y juntamente con el área de topografía se empezaron las labores de exploración.

La explotación en mayor volumen se centraliza en el Subnivel 1540, mientras el nivel 1560 se encuentra en preparación y el nivel 1680 es el nivel a donde se extrae todo el material. En las labores de exploración se encontraron estructuras de importancia económica, por dicha razón se empezaron los trabajos de preparación, la producción en mina se distribuye de la siguiente manera: explotación 90% y preparación 10%.

Agromin la Bonita S.A.C. reajustara la producción incrementando de manera progresiva mensualmente, ya que oportunamente se viene preparando para este proceso así como lo establece el presente proyecto que se desarrolla, ajustando parámetros y condiciones que influyen en la producción, productividad y rentabilidad de la empresa.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

4.2. Aspectos políticos, técnicos y económicos para el incremento de producción.

4.2.1. Nueva política empresarial.

El desarrollo de las actividades propias de la minería, propicia una política propia de cada empresa, en el contexto de las diferentes etapas de un proyecto de expansión.

La nueva política definitivamente encierra perspectivas de cambio que repercute directamente en el nuevo proyecto que se plantea, con un objetivo de incremento en producción y mejora de productividad.

La población laboral de la mina Agromin la Bonita está organizado en tres guardias con 18 personas, cada una con un sistema de trabajo de 20 x 10, es decir 20 días de trabajo y 10 días de descanso; como una nueva política de la empresa, que se define como la intención de lograr el incremento y mejora de la productividad. El cambio propuesto consiste en contratar personal calificado para la operación de los equipos nuevos que se adquirirán, así mismo aumentar personal de mano obra para trabajar en las labores de desarrollo y preparación, ya que se vienen incrementando los tajos.

Ampliar el campamento minero y mejorar las condiciones de vida, para brindar una atención adecuada a todos los trabajadores, y seguir implementando las oficinas de todas las áreas de mina, también es parte de la nueva política de la empresa.

4.2.2. Política ambiental.

La política ambiental está delimitada por dos principios fundamentales:

- Cumplir con todas las leyes y reglamentaciones ambientales, no solo en lo que respecta a la letra de la ley sino también al espíritu de la misma.
- Motivar e involucrar a todos los empleados en el compromiso de cumplir con las normas ambientales.

4.3. Aspectos técnicos.

Dentro de un mejoramiento técnico, para alcanzar el objetivo citado del proyecto que implica un incremento, los ajustes en los aspectos técnicos es inminente, que deben responder a las expectativas propuestas para el incremento de la producción. En esta operación proyectada se usará el método de explotación de corte y relleno ascendente aplicando equipos de limpieza, winches de arrastre para tajos y pala neumática para labores de avance de la mina Agromin la Bonita SAC.

Para este efecto del proyecto se contemplará los siguientes aspectos técnicos:

A. Mecanización de la explotación:

Consiste en implementar los tajos con winches eléctricos de 10 HP y en labores de desarrollo con palas neumáticas, con la finalidad de darle mayor dinámica al ciclo de minado, dejando de lado poco a poco el sistema actual del movimiento de carga que es de forma manual en carretillas. Esta innovación permite mejorar la eficiencia y productividad de la mina.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

B. Inicio de explotación:

El proyecto determina, iniciar la explotación con el método de corte y relleno ascendente en los 4 tajos de producción que se encuentran entre el nivel 1540 y 1585, que oportunamente se vinieron preparando y se encuentran listos para la aplicación del nuevo método de explotación, y así mismo se viene preparando nuevas galerías principales y tajos de producción, para reemplazar los tajos de los niveles 1540 y 1585 que en cualquier momento pueden agotarse sus reservas.

C. Abastecimiento de relleno:

Según el caso en la Unidad La Bonita, la procedencia del relleno para los tajeos provendrá del material estéril producido de los avances de exploración y desarrollos. También se tendrá la obtención del relleno in-situ mediante la apertura de estocadas laterales (hueco de perro) en el mismo tajo (caja techo o caja piso), que nos da la ventaja de acelerar el ciclo del relleno.

D. Mejoramiento de servicios:

Los servicios de mina están destinados a lograr un cambio de acuerdo al objetivo que queremos alcanzar, estos servicios están concatenados con el proyecto de incremento de producción y por esta razón adquiere una especial atención y dedicación, de lo contrario estaremos lejos de alcanzar el éxito. Entre estos servicios se requiere:

- Incrementar la capacidad de aire comprimido, mediante la adquisición de compresoras eléctricas y modificar la instalación.
- Mejorar el transporte en interior mina, con la adquisición de tractores mineros que jalaran 4 coches mineros de 1.5 toneladas cada uno, para operar en el nivel principal de extracción NV 1560.
- Requiere interconectar la Unidad Bonita con la casa fuerza, donde se encuentran los grupos electrógenos que brindaran energía eléctrica para los trabajos en interior mina.

4.4. Aspectos económicos:

Un proyecto de incrementación de producción en minería requiere de inversiones, esta demás recalcar la importancia de la decisión de inversión para el éxito del proyecto y de la Unidad la Bonita, en el aspecto económico para determinar cuan bueno es el proyecto depende de las ganancias producidas en dólares, que lo dedicaremos en un posterior capítulo en una evaluación económica minuciosa.

Todo incremento necesita reajustes económicos de efectivo real o capital de trabajo, para gastar en incrementos de personal, para comprar equipos, materiales, suministros que se requieran en mina.

La determinación en máquinas y equipos se ha estimado en base a cotizaciones en dólares que rigen en el mercado nacional.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

4.5. Disponibilidad de reservas.

Es evidente señalar que carecería de sentido hacer un estudio de incremento de producción si no existiera disponibilidad de reservas, la Unidad la Bonita se encuentra emplazada al Batolito de la Costa Sur en los Andes del Perú Central, la principal unidad vinculada a la mineralización de cobre es la monzonita cuarcífera Cobrepampa, una de las intrusiones principales más jóvenes en el sector del batolito de la costa emplazada en la porción central de dicho Plutón, las vetas de cobre ocurren como relleno de fracturas y fallas con una dirección general de N 60 O, e inclinaciones cercanas a la vertical, cruzan a la monzonita cuarcífera como vetas de contacto entre las rocas circundantes a la apófisis de la misma monzonita.

Las facies hipógena (hidrotermal de 300° a 500° C) están formadas por actinolita, magnetita, especularita, pirita, calcopirita, pirrotina, calcita, y cuarzo. Para este caso las vetas de magnetita son esenciales porque dan señales para la exploración de cobre.

Las expectativas geológicas con el programa de exploración en el nivel 1540 y nivel 1585 son alentadoras, este túnel en estas cuotas constituye el futuro de Agromin la Bonita S.A.C.

4.6. Cubicación de reservas

Cubicar, es cuantificar el volumen existente en una reserva de mineral, para cuyo efecto las condiciones de dimensionamiento en blocks son muy importantes.

El resultado de la cubicación definitivamente se hace para conseguir un estimado más próximo a la exactitud, la cantidad real existente en el depósito se definirá una vez agotada la reserva del mineral.

El tonelaje que a corto plazo se puede sumar como reserva, puede estimarse a base de hechos evidentes teóricos y prácticos que demuestran la profundización del yacimiento. Por consiguiente el proyecto en los niveles 1540 y 1585, con su ejecución incrementara los tonelajes a las reservas de mineral en un corto plazo.

4.7. Cálculo de recursos y reservas

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

RESERVA PROBADA

Zona	Nivel	Block	Longitud de block (m)	Altura de block (m)	Potencia Promedio (m)	Peso Especifico TM/m3	Tonelaje TM	Ley Geologica % Cu
La bonita	1500	Tajos novena	350.00	32.00	1.10	3.00	36,960.00	6.50
La bonita	1565	TJ-680	35.00	50.00	1.10	3.00	5,775.00	6.00
La bonita	1585	TJ-517	30.00	40.00	0.80	3.00	2,880.00	7.00
La bonita	1600	TJ-586	25.00	8.00	1.10	3.00	660.00	7.00
La bonita	1640	TJ-550	70.00	8.00	1.10	3.00	1,848.00	8.00
						TOTAL TM	**48,123.00**	**6.53**

RESERVA PROBABLE

Zona	Nivel	Block	Longitud de block	Altura de block	Potencia Promedio	Peso Especifico	Tonelaje TM	Ley Geologica % Cu
Gavilan	1395	Proyeccion Tajos La Bonita	350.00	94.50	1.10	3.00	109,147.50	6.50
Gavilan	1395	Proyeccion Tercel Nivel	50.00	70.00	1.10	3.00	11,550.00	6.00
Gavilan	1395	Proyeccion Carcamo	30.00	88.00	0.50	3.00	3,960.00	4.00
La Bonita	1640	Proyeccion TJ-680	35.00	40.00	1.10	3.00	4,620.00	6.00
						TOTAL TM	**129,277.50**	**6.36**

RECURSOS INDICADO, MEDIDO E INFERIDO

Zona	Nivel	Block	Longitud de block	Altura de block	Potencia Promedio	Peso Especifico	Tonelaje TM	Ley Geologica % Cu
La Bonita	1565	Proyeccion Norte	350.00	133.00	1.10	3.00	153,615.00	3.00
Gavilan	1395	Proyeccion Norte	350.00	166.00	1.10	3.00	191,730.00	3.00
						TOTAL TM	**345,345.00**	**3.00**

Tabla 13: Recursos y reservas de Agromin la Bonita S.A.C.

Fuente. Agromin la Bonita S.A.C.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

4.8. Vida probable de la mina.

Operando a este ritmo, probablemente la vida de la mina alcanzaría una vida como muestran los siguientes procedimientos:

1. Reservas Cubicadas (RC)	345345.00	Tn
2. Producción Diaria (PD)	175.00	Tn
3. Días efectivos de trabajo (DT)	25	Días/mes

VPM = RC/PD*DT*12

VPM = 6 años, 6 meses, 28 días

4.9. Procesamiento de mineral.

El producto minero de AGROMIN LA BONITA es procesado en las plantas de: DEMOCSA (800 Tn) y la planta de OTAPARA (1000 Tn). Con un ratio de 4 a 1 y una ley promedio de 30 % de Cobre en concentrado. Su recuperación es del 95%.

En la actualidad hay un proyecto de contar con su propia planta concentradora con una capacidad de 350 Tn/día, que estará ubicado en el mismo yacimiento.

Esta planta contara con una chancadora de quijadas primaria (15x24) y la chancadora secundaria cónica de 3 pies. Para el área de molienda contara con un molino primario de molienda (5x10) y un molino de remolienda (5x5). En el área de flotación, un banco de Celdas (4) tipo Denver SW-18, 4 celdas Serranas (8x8).

El concentrado es enviado a la ciudad de lima para su comercialización a la Empresa Transfigura.

4.10. Diseño del método de explotación

Principios generales

Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzado verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del caserón, y en algunos casos especiales el techo.

La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

- Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.
- Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala (roca incompetente).
- Potencia moderada.
- Limites regulares del yacimiento.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

En nuestro caso se ha seleccionado el sistema de extracción minera de corte y relleno ascendente con relleno detrítico (roca estéril procedente de las labores de exploración y desarrollo como método de minería) debido al ancho y a la inclinación de la veta así como la familiaridad de la aplicación de este método de explotación en el Perú.

4.11. Descripción del método de explotación

El método de explotación es corte y relleno ascendente convencional con relleno detrítico, es un método donde el estéril y el mineral (veta) son arrancados en franjas horizontales por separado, empezando por la parte inferior del tajo y avanzando verticalmente hacia arriba.

Se delimita el tajo mediante chimeneas de doble compartimiento distribuidos cada 40 m y buzones intermedios cada 20 m los cuales se conservarán cuando la explotación sea llevada en forma ascendente para evacuar el mineral a un solo nivel de transporte intermedio además de servir para la ventilación del tajo y como cara libre para los disparos. El avance es de forma gradual como ascienda el tajeo; dejando un pilar de seguridad de 2.5 m sobre la galería inferior, se construye un subnivel de explotación que comunique las dos chimeneas.

Se utilizaran máquinas perforadoras Jack - leg con pie de avance para perforaciones verticales y horizontales con taladros de 5 y 6 pies de profundidad y un ancho de minado entre 1.80 m y un máximo de 2.0 m dependiendo del buzamiento y espesor de la veta.

La explotación comenzara extrayendo una franja horizontal completa, se disparará la veta y se limpiara con los winches de arrastre por las chimeneas que sirven como buzón intermedio. Se realizará un segundo corte en estéril donde gran parte del material estéril roto se dejará como relleno hasta una altura que posibilite perforar nuevamente. Una vez nivelado el piso se procederá a realizar la perforación y voladura en veta, el mineral roto será depositado en los buzones intermedios y posteriormente transportado a superficie por medio de carros mineros tipo U de 1.5 Tn jalados por tractores mineros.

De esta manera se realizará la extracción del mineral y desmonte del tajo. La cual se repetirá hasta llegar al nivel superior del block.

Esto permitirá alcanzar una producción progresiva mensual de 5000 toneladas de mineral, de las cuales el 20% provendrá de las labores de avance y el 80% de los tajos de producción y por día la producción incrementará a 180 toneladas aproximadamente. Los bloques convencionales tienen dimensiones de 40 m de largo por 40 m de alto, delimitados por un subnivel inferior y dos chimeneas laterales.

A. Dimensiones del tajo

- Longitud: 40 m.
- Altura: 40 m.
- Potencia de veta: 1.10 m.
- Inclinación: mayor a 70°.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

B. Preparaciones

Para la preparación de los tajos se trabajarán con las siguientes dimensiones:

- Chimeneas doble sección (1.50m x 2.40m).
- Chimenea simple (1.50m x 1.50m).
- Subniveles (1.40m x 2.10m).

4.12. Etapas del método propuesto

A. Construcción de chimeneas

Labor de 1.50 m x 2,40 m de sección, son labores verticales que siguen la estructura de la veta, además permiten el reconocimiento de la veta, la confirmación de leyes y potencia a lo largo de su recorrido, facilitando la cubicación de reservas. Debido al buzamiento de la estructura de la veta Anita, nos servirá para desalojar material por gravedad y disminuir costos producción.

Se construirá 2 chimeneas de doble compartimiento laterales y un buzón simple en el centro del block el cual nos servirá para la evacuación del mineral, estas chimeneas igualmente se correrán en veta a partir del techo de la galería hasta el nivel superior y el enmaderado es con cuadros de avance. Ver Anexo 02.

El enmaderado es con cuadros de avance instalados en dos partes; primero se avanza con el camino e izaje, luego se prosigue con el cuadro del chute. Después de haber avanzado unos metros se inicia con el armado de una tolva con una caída de 45º para facilitar la caída del material.

B. Construcción de buzones

En la parte inferior estos buzones se construyen de madera (puntales de 8”Ø y Tabla N°s de 2” de espesor), su número deberá estar en función del peso del relleno o altura de relleno.

Se debe cuidar de trabajar con los buzones siempre llenas, de modo de evitar así los golpes de los bolones contra la madera en la parte inferior de ellas.

Además, se debe forrar interiormente con tablones semielaborados que se clavan a los puntales y rodearlos de una especie de pirca de piedra tamaño regular antes de echar el relleno, para impedir que se escurra al interior del buzón.

Las tolvas de construirán con madera reforzada en la parte inferior de cada buzón intermedio. Así como se muestra en el Anexo 01

C. Construcción de subniveles

La galería está protegida por un puente de roca estéril, que separe la galería del tajo. La altura del puente será de 2.5 m, que de acuerdo a las características las rocas encajonantes nos ayudará a servir de sostén del material de relleno hasta que concluya el tajo.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

La sección del sub-nivel es de 1.40m x 2.10m y con una inclinación respecto a la horizontal de 0º, este desarrollo del sub-nivel siempre se ejecuta pegado a la caja piso siguiendo el rumbo de la veta.

Una vez que se tiene delimitado el subnivel por dos galerías y por las chimeneas de doble compartimiento, se procede a correr el subnivel desde las chimeneas de doble compartimiento dejando un puente de 2.5 m sobre la galería principal,

La limpieza se iniciará a pulso hasta avanzar unos metros, posteriormente se instalará winches eléctricos para mayor eficiencia en la producción.

4.13. Preparación

El inicio de este proyecto se realizará en el nivel 1540 Y 1585 con 4 tajos (tajo 680, tajo 517, tajo 586 y tajo 550), pero es preciso concluir operaciones preliminares, a fin de explotar con mejores eficiencias.

4.14. Explotación

El proyecto define la inmediata explotación de los tajos que oportunamente se han estado preparando, y se encuentran aptos para entrar en la fase de explotación, estas están ubicadas en los niveles 1540 y 1585, para el cumplimiento de programa mensual de producción es necesario procurar cumplir con el ciclo de explotación a fin de garantizar el cumplimiento de las metas. Las operaciones que se realizan en la fase de explotación son la perforación y voladura, limpieza del mineral, relleno y transporte.

Se realiza perforación inclinada con máquinas perforadoras Jack – leg y Stoper con una perforación inclinada a 80. Antes de ser volado con un explosivo (dinamita al 65%) y fulminante común N° 08 con guía blanca de seguridad.

El acarreo se realiza con winches de arrastre modelo Joy S211. El material de relleno es el proveniente del material de caja (estéril).

Para el transporte del mineral y estéril se utiliza tractor minero con un tren de 3 vagones; la cual transportara el mineral desde las diferentes tolvas hacia la superficie.

A. Realce del primer corte en mineral

En los tajos el mineral será perforado utilizando máquinas perforadoras neumáticas JackLeg y Stoper con perforación inclinada a 80°, con una malla de perforación de 0.40 m de burden y 0.4 m de espaciamiento. Antes de ser volado con un explosivo (dinamita al 65%) y fulminante común N° 08 con guía blanca de seguridad.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

B. Desquinche de rocas

Luego de la voladura del mineral se procede a ventilar la labor. El regado de la labor se debe hacer de manera más leve, el fin que asiente el polvo y disperse los gases y principalmente no lave los residuos finos de mineral. Finalmente, se desquinchan las rocas del techo y lados del tajo que puedan desprenderse u ocasionar daños posteriores.

C. Limpieza y transporte de mineral

Concluido el desquinche de rocas, se extrae con los winches de arrastre el mineral roto hacia la chimenea simple donde es almacenado, para luego ser sacado por medio de winches de izaje hacia las tolvas mellizas que se encuentran en el nivel 1500, para luego ser transportado por medio de tractores mineros con un tren de cuatro vagones tipo U de 1.5 Tn, hacia la superficie y depositado en las tolvas de donde es transportado por medio de volquetes a las plantas procesadoras.

4.15. Ciclo de minado del proyecto

A. Perforación

"La perforación de las rocas dentro del campo de las voladuras es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir unos huecos, con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos, donde alojar las cargas de explosivo y sus accesorios iniciadores" (Lopez, 1994).
En este método al igual que el SHIRINKAGE se pueden perforar taladros HORIZONTALES, VERTICALES E INCLINADOS.
En el caso de taladros HORIZONTALES, no se tiene que vencer un empotramiento y el rendimiento por metro barrenado y uso de explosivo será mucho mejor. El inconveniente de la perforación horizontal reside en el hecho de que en caserones estrechos, el perforista no puede disponer de suficientes lugares de trabajo.
En los taladros VERTICALES se tendrá siempre que vencer un empotramiento, por lo cual será necesaria una perforación para la cara libre, lo que disminuye el rendimiento por metro barrenado aumentando consigo el uso de explosivo. La ventaja que posee es que deja suficiente lugar de trabajo al perforista asegurando una buena utilización del tiempo.
En AGROMIN LA BONITA: Implementamos una solución intermedia que consiste en la PERFORACIÓN INCLINADA ya que es más ventajosa que la perforación vertical, pues el empotramiento que tiene que vencer es más fácil, disminuyendo consigo la pasadura trayendo consigo las ventajas ya vistas anteriormente.
Siendo esta una de las primeras operaciones de minado, para ello se requiere una altura de 2.5 m. entre el piso y la corona del tajo, para realizar perforaciones de forma inclinada (80°) y con un ancho de minado de 1.80 m. para ello se requiere maquinas Jack – leg debido al peso y a la facilidad de las máquinas para realizar cualquier maniobra.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Se usaran barrenos de 4, 5 y 6 pies de longitud y brocas de 36 y 38 mm de diámetro, logrando una perforación efectiva de 1.70 m la malla de perforación se diseñó de acuerdo al diámetro de perforación, potencia de veta, densidad de mineral y densidad del explosivo

La perforación de los avances lineales se desarrolla con máquinas perforadoras neumáticas Jack - Leg y el sistema de limpieza empleado es; manual y con palas neumáticas LM – 36.

En los tajos el mineral será perforado utilizando máquinas perforadoras neumáticas Jack - Leg y Stoper con perforación inclinada a 80°.

B. Voladura

Para la voladura se empleara dinamita con dimensiones de 7/8" x 8", con un peso de 80.12 gr/cartucho como carga de fondo y nitrato de amonio como columna explosiva. De esta manera la voladura produce un buen rendimiento, sin embargo, necesitamos ventilar el área, debido a la producción de gases tóxicos. Para provocar la explosión de la carga se utiliza como iniciador un fulminante común N° 08 encendido por medio de una guía blanca de seguridad.

C. Desatado de rocas

Para el desquinche de rocas los trabajadores deben primeramente inspeccionar el área el área de trabajo, es decir; verificar si el área está completamente ventilado y la estabilidad de la roca, desquinchar, regar y redesatar constantemente, eliminando toda condición insegura.

Procedimiento para el desatado de rocas:

1. Verificar la ventilación en la labor.
2. Verificar barretillas y utilizar las de longitud adecuada a la sección de la labor.
3. Colocarse en un lugar seguro para el regado de la zona disparada. Y realizar el regado con agua a presión en techo y paredes de la labor, para asentar el polvo, neutralizar los gases y tener mayor visibilidad sobre fracturas de la roca en la labor.
4. Ubicarse en un lugar seguro, libre de fragmentos, escombros y otras herramientas para el desatado de rocas.
5. Desatar la roca fragmentada formando un Angulo de inclinación de 45° con la barretilla.
6. Golpear constantemente la roca con la punta de la barretilla, si el sonido de la roca es agudo significa solidez o duro, si el sonido es opaco significa que la roca esta suelta y requiere el desate inmediato.
7. Tenga por principio que una vez que se mueva un fragmento o banco de roca, hacerlo caer y no dejarlo colgado, recordar que puede causar un accidente más tarde.

Para estos trabajos se utilizan barretillas de 4, 6, 8, y 10 pies de longitud.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

D. Limpieza y acarreo.

El mineral arrancado debe ser extraído totalmente y en forma regular del tajo. Esta evacuación se realizará de la siguiente manera:

- **Limpieza en tajos:** La extracción del mineral roto de los tajos se efectúa usando winches eléctricos Joy modelo F 211 cautivos de 10 HP con rastrillo de capacidad de 0.3 Tn, los cuales descargaran el mineral a través de chimeneas de doble compartimento y buzones intermedios, hacia tolvas ubicadas en el nivel principal.
  Logrando de esta manera limpiar 20 Tn/guardia en 8 horas efectivas de trabajo.
- **Limpieza en labores de avance:** En labores de avance que son de 7' x 7' de dimensiones, la extracción del mineral roto se efectúa usando pala neumática Atlas Copco LM36 y coches mineros de 1.5 toneladas remolcadas en una locomotora diésel, estos coches descargan el mineral a los buzones intermedios, hacia tolvas ubicadas en el nivel principal.
  Logrando de esta manera limpiar 25 Tn/guardia en un promedio de 3 horas efectivas de trabajo.

El avance mensual incrementa; cuando se realizaban trabajos a pulso se tenía un avance de 40 m/mes, en cambio con el proyecto desarrollado el avance mensual incrementa a 70 m/mes, logrando de esta manera la mayor producción y efectividad en los trabajos realizados en todo el proceso de producción.

En el nivel 1500 el mineral será extraído de los buzones por medio de coches mineros de 1.5 Tn hacia una tolva para ser izada al nivel principal de extracción nivel 1565 donde se encuentra una tolva de acopio con capacidad de 50 Tn de ese punto la extracción es con coches mineros de 1.5 Tn remolcados por una locomotora diésel a través del nivel principal que tiene una sección de 2.1 x 1.8 m hacia la tolva de almacenamiento en superficie o descargado en la pila de acopio del mineral en cancha.

Igualmente todo el mineral producido en los tajos superiores; Tajo-680, Tajo-517, Tajo-586, Tajo-550, es evacuado al nivel principal de extracción y son extraídos mediante el mismo método (locomotoras y coches mineros).

E. Relleno

Origen: El material de relleno puede estar constituido por roca estéril, procedente de las labores de preparación de la mina las que se distribuyen sobre la superficie del tajo. También el material de relleno puede ser de relaves (desechos de plantas de concentración de minerales), o arena mezclada con agua, que son transportados al interior de la mina y se distribuyen mediante tuberías, posteriormente el agua es drenada quedando un relleno competente. El que a veces se le agrega cemento para conseguir una superficie de trabajo dura.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Este relleno debe ser lo más barato posible, tanto en su obtención como en su abastecimiento. Según el caso en la UNIDAD LA BONITA, la procedencia del relleno para los tajeos proviene del material estéril producido de los avances de exploración y desarrollos.

Y la obtención del relleno in-Situ mediante la apertura de estocadas laterales (hueco de perro) en el mismo tajo (caja techo o caja piso), que nos da la ventaja de acelerar el ciclo de relleno.

F. DRENAJE

El drenaje de agua en mina es cero vertimientos al no haber encontrado presencia de agua en el laboreo existente, quizá pueda encontrarse en niveles más profundos.

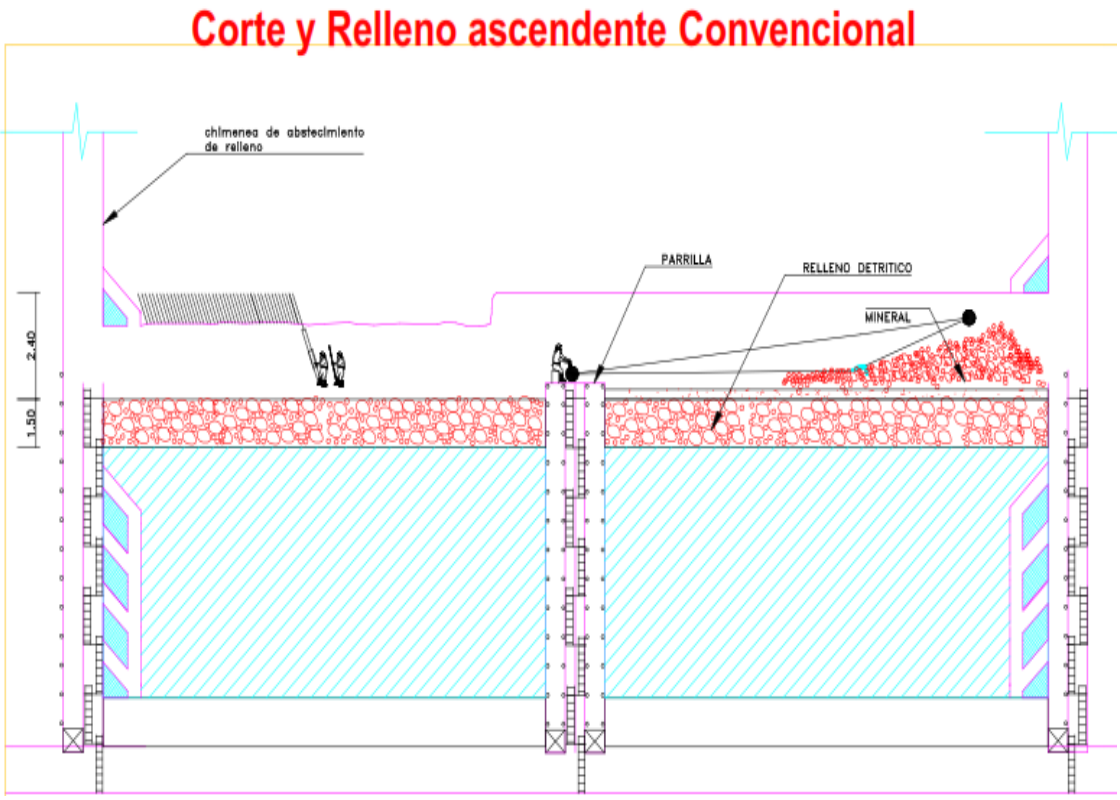


Figura 6: Estándar Del Método De Corte Y Relleno.

Fuente: Plano generado del plan de Minado Agromin la Bonita – 2017.

4.16. Servicios auxiliares

A. Consideraciones de ventilación

El sistema de ventilación en las labores de la UNIDAD AGROMIN LA BONITA se desarrolla por la comunicación de chimeneas que están integradas entre los niveles inferiores y superiores, además de ventilación mecánica por medio de ventiladores axiales y centrífugos de 10 000 CFM y 15 000 CFM ubicados en puntos estratégicos donde existe aire limpio que son enviados a la mina.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Las consideraciones a tomar para la ventilación fueron: tipo de extracción, longitud de avance, profundidad, equipos a utilizar en interior mina, cantidad de personal en interior mina.
El diseño mantendrá un flujo de aire promedio de 350 metros/minutos para evitar levantar polvo del piso.

B. Consideraciones de energía eléctrica

La energía eléctrica será distribuida a la mina desde la estación principal o casa fuerza utilizando un generador de 200 KW y dos generadores de 80 KW cada uno que envían un voltaje de 380 V y 220 V para que equipos de la mina tales como; ventiladores, winches de arrastre, winches de izaje, luz eléctrica, puedan hacer uso de dicha energía.

C. Consideraciones de aire comprimido

Para el suministro de aire para la perforación y otras necesidades en interior mina, se cuenta con 2 compresoras diésel de aire comprimido de 750 CFM y 350 CFM.
El aire será distribuido por una tubería principal de 4” de diámetro y derivadas hacia las diferentes labores con tuberías de menor diámetro.

D. Consideraciones de agua

El agua para la perforación será captada de los tanques y pozas de almacenamiento que se encuentran en la parte superior del campamento la bonita donde son distribuidas a los diferentes niveles y labores con tubería de polietileno de 2” de diámetro.

4.17. Parámetros calculados en la simulación por el ciclo de minado

Para los cálculos en las diferentes operaciones, se han considerado los parámetros expresados en la siguiente Tabla N°14:

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

PARAMETROS	UNIDADES	CANTIDAD	OBSERVACIONES
Densidad del mineral (roto)	Tn/m3	3	
Densidad esteril (roto)	Tn/m3	2.5	
Longitud del tajo	m	40	Tajo completo
Ancho de veta	m	1.1	Promedio
Ancho de minado	m	2	
Diametro de taladro	m	0.038	
Longitud del taladro	m	1.8	
Longitud efectiva	m	1.7	93% de eficiencia
Burden	m	0.4	
Espaciamiento	m	0.4	
Guardias por día		2	
Duración de cada guardia	Hr	10	de 12 horas programadas
Horas efectivas por guardia	Hr	8	

Tabla 14: Parámetros para la explotación.

Fuente: Elaborado por: Yesary Huillca Moina.

Para obtener las características se usó el método de Boundary Element Method (BEM). La determinación de estos esfuerzos sirve para entender los puntos de generación de fracturas y su correlación con el factor de seguridad presente. De acuerdo a este concepto, los puntos con factores de seguridad menores a uno deben ser entendidos como puntos de implementación de sostenimiento y de monitoreo. A continuación, se muestran la distribución de factores de seguridad en el contorno de la excavación

Simulación del Factor de Seguridad en los contornos de la excavación de la galería base y el subnivel a 2.5 m desde la corona de la galería.

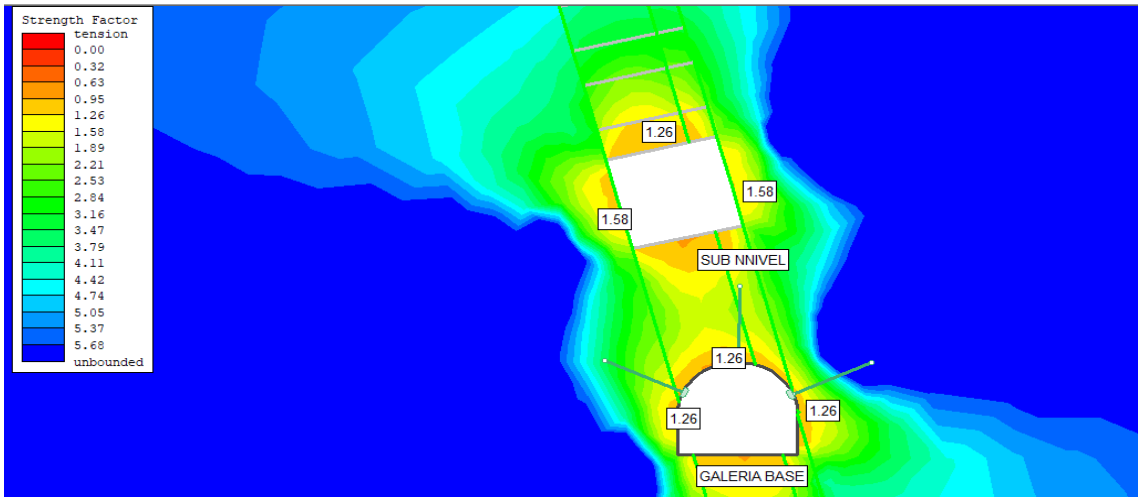


Figura 7: Simulación de factores de seguridad del subnivel.

Fuente: imagen generada del Software rocsience, creación propia

Simulación con el primer corte a partir del sub nivel con factores de seguridad superiores a 1 lo cual significa que la excavación es estable.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

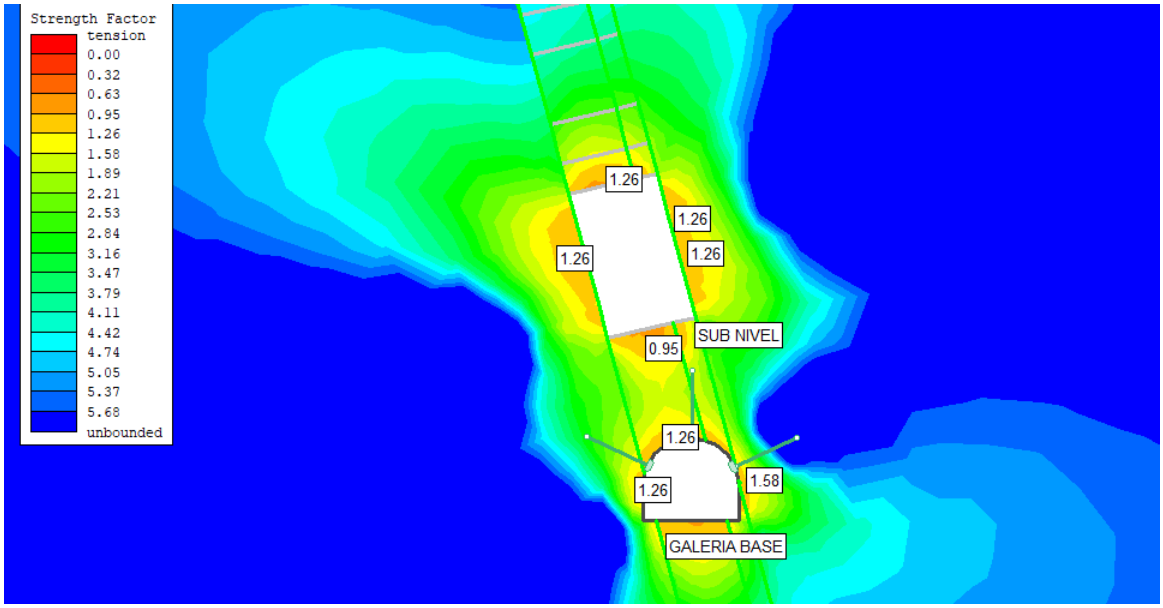


Figura 8: Simulación de factores de seguridad del subnivel realzado.

Fuente: imagen generada del Software rocsience, creación propia

La simulación con el primer corte realzado nos muestra factores de seguridad superiores a 1 lo cual significa que la excavación es estable.

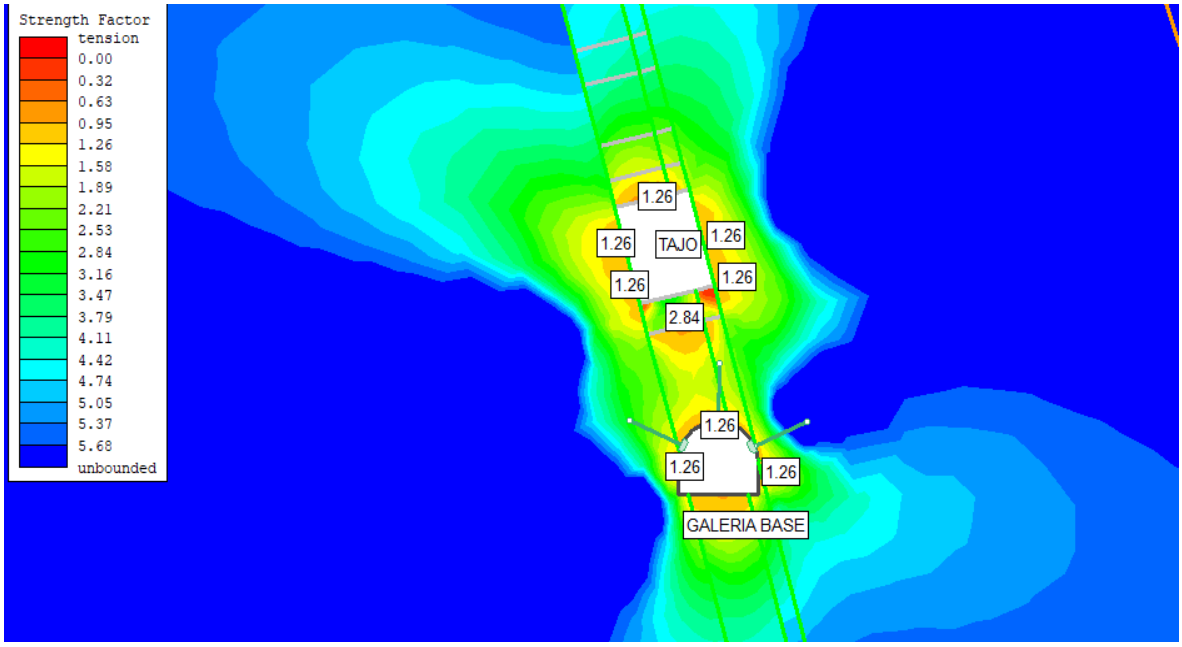


Figura 9: Simulación de factores de seguridad del corte rellenado.

Fuente: imagen generada del Software Rocsience, creación propia

La simulación del corte rellenado nos muestra factores de seguridad superiores a 1, el cual nos indica que la excavación es estable.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

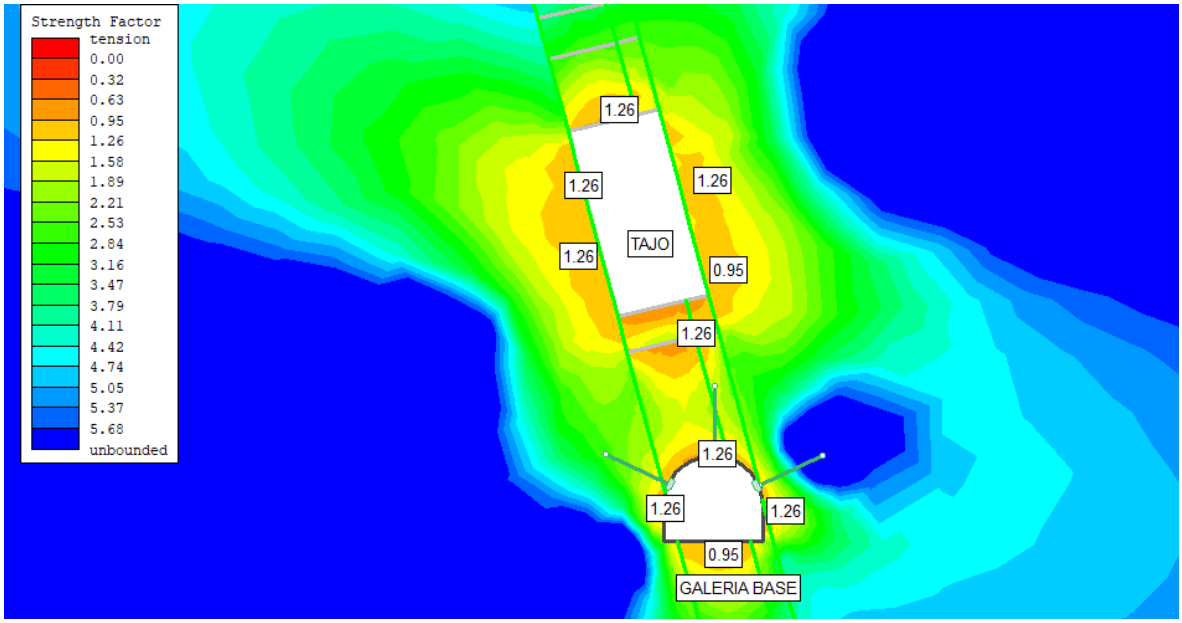


Figura 10: Simulación de factores de seguridad del segundo corte.

Fuente: imagen generada del Software Rocsience, creación propia.

La simulación del segundo corte también nos muestra factores de seguridad mayores a 1, que indica que la excavación es estable.

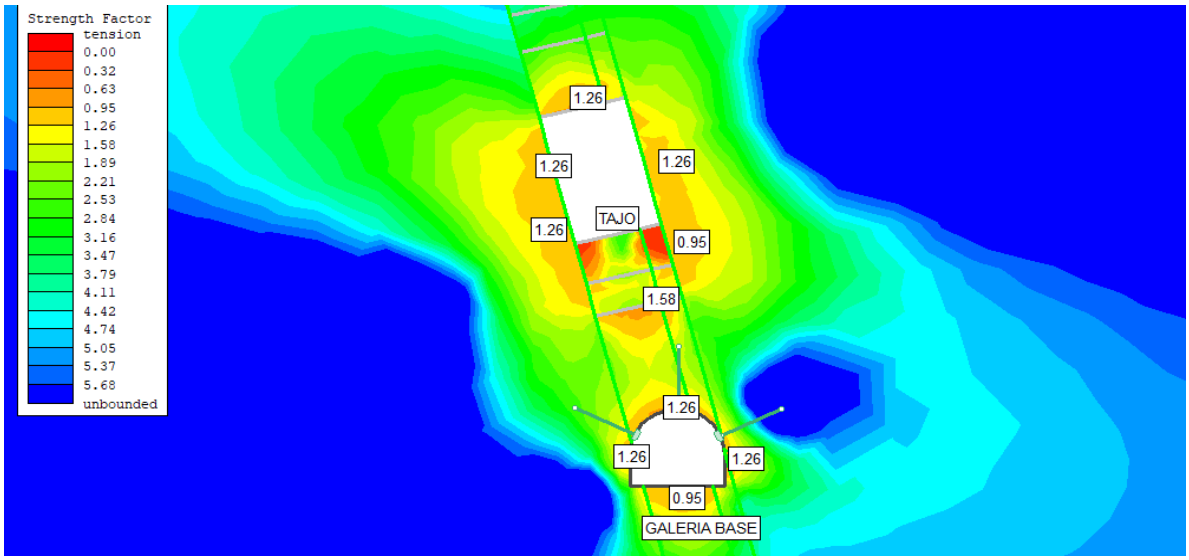


Figura 11: Simulación de factores de seguridad del relleno de segundo corte.

Fuente: imagen generada del Software Rocsience, creación propia

La simulación del segundo corte del relleno también nos muestra factores de seguridad mayores a 1, que indica que la excavación es estable.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

4.18. Ciclo de perforación en veta

Para el cálculo del ciclo de perforación se realizó un seguimiento a los perforistas en distintas oportunidades con el fin de obtener un estándar de perforación y diseñar una malla de perforación.

PERFORACION	UNIDAD	CANTIDAD	OBSERVACIONES
Equipo de perforación			Jack leg
Número de maquinas		1	
Burden	m	0.4	
Espaciamiento	m	0.4	
Longitud de perforación	m	1.5	
Número de taladros	Unid.	60	por guardia
Eficiencia de perforación	%	93	
Eficiencia del disparo	%	90	
Metros perforados	m	90	
Velocidad de perforación	m/min	0.45	
Velocidad de penetración	m/min	0.51	
Pies perf./avance		76.59	
Pies perf./volumen		23.32	
Número de taladros perf./guardia		60	Tarea diaria
Disparos por guardia		1	

Tabla N° 15: Explotación de mineral

Elaborado por: Yesary Huillca Moina.

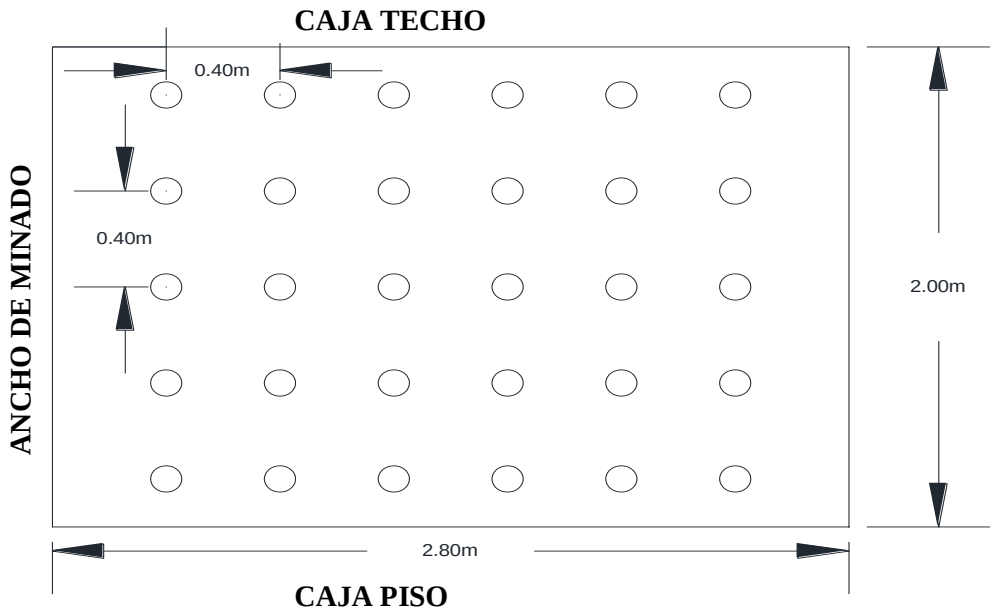


Figura 12: Malla de perforación.

Fuente: creación propia.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

4.19. Maquinaria y equipo minero

Para el laboreo en tajos este proyecto se ha seleccionado equipos mineros que sean fácil de maniobrar y se adapte a las condiciones.

Para el transporte del material la empresa cuenta con coches mineros de 1.5 toneladas remolcados por una locomotora diésel.

A. Equipos mineros para limpieza y transporte.

Estudio del escraper neumático (winche)

Los escraper neumático, cucharas de arrastre o winche de arrastre. Son equipos sencillos constituidos básicamente por un motor neumático, que acciona a 02 o 03 tambores en los que arrollan los cables.

Uno o dos de los cables va arrollando por uno de los extremos a la parte posterior de la cuchara pasando por uno o dos poleas fijadas en el frente del tajo y por el otro a uno de los tambores de modo que al arrollarse el cable en el tambor hace retroceder la cuchara, otro cable une la parte frontal de la cuchara con el otro tambor y que al arrollarse sobre este, realiza la operación de rastrillaje.

En Agromin la Bonita se cuenta con 02 winches eléctricos Joy modelo F211 Cautivos de 10 HP con rastrillo de capacidad de 0.3 toneladas, los cuales descargan el mineral a través de chimeneas de doble compartimiento y buzones intermedios, hacia tolvas ubicadas en el nivel principal, adecuándose a las condiciones del trabajo por su sencilla maniobrabilidad y versatilidad.

Al igual que en el ciclo de perforación se ha seguido una secuencia en lo concerniente a tiempos y movimientos, se ha obtenido como tiempo neto de operación por guardia de 06 horas que viene a ser determinación estándar de tiempos de operación neta por guardia, se llegó a establecer los siguientes estándares de tiempo:

a) Tiempo de cuchareo (Tr)

Es el tiempo necesario para realizar el número de pases necesarios en tramos bastante cortos, hasta acondicionar convenientemente el material para su traslado hasta el echadero. Está afectado por la fragmentación del material y destreza del operador. La Tabla N° 16 ilustra los resultados obtenidos.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Frag. / Muestra	Tiempo de cuchareo (seg.)				
	4''	**6''**	**8''**	**10''**	**12''**
1	0	1	2	14	13
2	0	3	-	10	16
3	0	2	3	13	-
4	0	-	4	-	15
5	0	-	2	11	13
Promedio	**0**	**2**	**3**	**12**	**14**

Tabla 16: Tiempo de cuchareo del winche Joy F211 en función de la fragmentación.

Fuente: Elaborado por: Yesary Huillca Moina

b) Tiempo de desplazamiento cargado (Tc) y vacío (Tv)

Se ha creído por conveniente determinar las velocidades de desplazamiento cargado y vacío, siguiendo la metodología de establecer tramos y realizar los respectivos muestreos de tiempos llegándose a los resultados que muestra la Tabla N° 17.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

N° Muestra	Distancia (m)	Tiempo de desplazamiento (seg.)		Velocidad (m/min.)	
		Cargado (Tc)	Vacio (Tv)	Cargado (Vc)	Vacio (Vv)
1	10	20''	15''	30	40
2	10	24''	16''	25	37.5
3	10	28''	20''	21.43	30
4	10	26''	18''	23.08	33.33
5	10	22''	15''	27.27	40
6	10	21''	17''	28.57	35.29
7	10	22''	16''	27.27	37.5
8	10	23''	17''	26.09	35.29
9	10	22''	15''	27.27	40
10	10	23''	17''	26.09	35.29
		23.1	16.6	26.21	36.42

Tabla 17: Tiempo de acarreo y velocidad del winche Joy – F211.

Fuente: Elaborado por: Yesary Huillca Moina

c) tiempo de desmenuzado en bancos (Tb)

Este tiempo es empleado por el operador y/o ayudante, en romper o reducir el volumen de los fragmentos mayores de 12 pulgadas, para ser depositados en las tolvas o chutes, este tiempo es en función del tamaño de banco o planchón y de la dureza del material. Cabe agregar que este tiempo puede ser mayor, como bancos tan grandes se tengan sobre todo cuando se trabaja en vetas angostas donde no hay espacio para clasificarlos y proceder al plasteo o cachorreo, quedando como única alternativa desmenuzarlos in-situ en forma inmediata para seguir operando el equipo. La Tabla N° 18 ilustra los resultados obtenidos:

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Frag. / Muestra	Tiempo de combeo (seg.)						
	4''	6''	8''	10''	12''	18''	>=24"
1	0	0	0	0	4	3	16
2	0	0	0	0	-	7	20
3	0	0	0	0	3	-	-
4	0	0	0	0	2	5	-
Promedio	**0**	**0**	**0**	**0**	**3**	**5**	**18**

Tabla 18: Tiempo de desmenuzado de bancos por ciclos de acarreo.

Fuente: Elaborado por: Yesary Huillca Moina

d) Tiempo de descarga (Td)

Es el tiempo que emplea el operador en dejar la carga en la tolva y emprender el retorno vacío. Indirectamente está afectado por el tamaño de fragmentos, ya que para mayor tamaño de fragmento permitido este tiempo será mayor por existir una tendencia de trabado de los mismos en la cuchara. La Tabla N°20 muestra el resultado respectivo.

e) Tiempo de acondicionamiento de carga (Ta)

Es el tiempo empleado por el operador y/o ayudante en bajar la carga a la línea de rastrillaje con pico, barretilla o lampa, removiendo material. Esta operación se realiza aproximadamente después de 25 pasadas, naturalmente está en función de la carga disponible y fluidez material. Los resultados se muestran en la Tabla N° 20.

f) Tiempo de manipuleo (Tm)

Corresponde a la colocación del puntal o cáncamo y su cambio de posición una vez barrido el sector correspondiente, cambio de posición de polea o rondana. Dichos cambios se realizan hasta completar la limpieza de la labor. En la Tabla N° 20 se pueden apreciar los resultados.

g) Otros tiempos (Ot)

Dentro de este tiempo están considerados:

Limpieza del echadero, visitas de supervisión, visita de geología, muestreros, descansos, etc. Ver la Tabla N° 19.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Nro. Muestra	T. Descarga. (Td seg.)	T.AC. Carga (Tc seg.)	T. Manipuleo (Tm seg.)	Otros tiempos (Ot. Seg)
1	3	14	18	5
2	1	26	16	4
3	4	21	20	2
4	2	18	18	6
5	4	15	21	3
6	2	24	15	8
7	4	16	17	5
8	4	17	13	9
9	5	15	19	7
10	3	16	15	6
PROMEDIO	**3.2**	**18.2**	**17.2**	**5.5**

Tabla 19: Distintos tiempos en la operación de rastrillaje por ciclo de acarreo.

Fuente: Elaborado por: Yesary Huillca Moina

h) Ciclos de acarreo (Tt)

De los resultados descritos anteriormente, se tiene un tiempo de un ciclo de rastrillaje, por lo tanto, el ciclo de acarreo será:

$$Tt = Tr + Tc + Tv + Tb + Td + Ta + Tm + Ot$$

Reemplazando los valores correspondientes y para una distancia de 10 metros se obtiene la Tabla N°20.

Distancia (m)	20				
Fragmentación	<=4”	<=6”	<=8”	<=10”	<=12”
Ciclo de acarreo	01’ 24’’	01’ 26’’	01’ 27’’	01’ 36’’	01’’ 41’’

Tabla 20: Ciclo de acarreo en función de la distancia y fragmentación.

Fuente: Elaborado por: Yesary Huillca Moina

Eficiencia de rastrillaje

$$C = \frac{c * T * S * E}{2D}\ pies3$$

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Donde:

C: capacidad del rastrillaje o carga; pies^3

c: capacidad teórica del rastrillo elegido; pies^3

T: tiempo total de rastrillaje; min.

S: velocidad promedio de halado; pies/min

E: eficiencia total.

D: distancia de rastrillaje; pies

A. Eficiencia o rendimiento del winche de rastrillaje

Es posible determinar la siguiente relación matemática:

$$\mathrm{E} = \frac{2 * D * H * t}{60 * \mathrm{c} * \mathrm{T} * \mathrm{S}} * 100\%$$

Donde:

H: volumen horario; pies^3/Hr.

t: tiempo de trabajo útil; Hr/guardia.

T: tiempo por guardia; Hr/guardia.

$$\mathrm{E} = \frac{2 * 20 * 50 * 6}{60 * 6 * 6 * 8} * 100\%$$

E=70%

B. Eficiencia o rendimiento de la pala neumática

En Agromin la bonita para el presente proyecto se adquirió 01 pala neumática Atlas Copco LM36 con una capacidad de 0.14 m3, los cuales realizan limpieza en labores de avance con coches mineros de 1.5 Tn de capacidad remolcadas a una locomotora diésel, los cuales descargan el mineral a través de chimeneas de doble compartimiento y buzones intermedios, hacia tolvas ubicadas en el nivel principal, adecuándose a las condiciones del trabajo por su sencilla maniobrabilidad y versatilidad.

Al igual que en el ciclo de limpieza del winche se ha seguido una secuencia en lo concerniente a tiempos y movimientos de la pala neumática, obteniendo los siguientes resultados:

- CAPACIDAD: 0.14 m3
- Capacidad del carro: 1m3
- Factor de llenado 0.8

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

a) Ciclo de la pala neumática

- Carguío y descarga de cuchara 0.58 min.
- Tiempo promedio para cambio de carro lleno por vacio 2,50 min.
- Factor de esponjamiento 0.3

b) Rendimiento de la pala

$$\text{RP} = \frac{\text{CRC}}{\text{Tcarro}}; \text{m3/Hr}$$

Donde:

RP: rendimiento de la pala

CRC capacidad real del acarreo

$$\text{CRC} = \frac{\text{CTPxfll}}{\text{fe}} : \text{m3}$$

Donde:

CTP: Capacidad teorica de la pala (0.14m3)

fll: Factor de llenado; depende del grado de fragmentación; pericia del operador, estado de máquina, oscila de 0.5 a 0.8.

fe: Factor de esponjamiento (fragmentación), oscila entre 0.10 a 0.50

Por lo tanto la Capacidad Real del acarreo será:

$$\text{CRC} = \frac{1\text{m3X}0.8}{0.3} = 2.67\text{m3}$$

Para determinar la capacidad real de la pala, se tendrá que determinar primero el tiempo de carga a cada carro; que viene dado por la siguiente educación:

$$\text{Tcarro} = \frac{\text{CRC}}{\text{CRP}}\text{xt1} + \text{t2}; \text{min}$$

Donde:

Tcarro: Tiempo de carga a cada carro.

CRC: Capacidad Real de Acarreo.

CRP: Capacidad Real de Pala.

t1: Duración del ciclo de carguío-descarga de la cuchara=0.58 min

t2: tiempo promedio del cambio del carro llenado por el vacío=2.5 min

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Para determinar la Capacidad Real de la Pala se tiene la siguiente ecuación:

$$\mathbf{CRP} = \frac{\mathbf{CTPxfll}}{\mathbf{fe}}; \mathbf{m3}$$

Donde:

CTP: Capacidad teoría de la pala

Por lo tanto se tiene que la Capacidad Real de la Pala es:

$$\mathbf{CRP} = \frac{\mathbf{0.14m3x0.8}}{\mathbf{1.3}} = \mathbf{0.08m3}$$

Una vez obtenido los resultados se reemplaza en la formula inicial del tiempo de carga a cada carro, de donde se obtiene el siguiente resultado:

$$\mathbf{Tcarro} = \frac{\mathbf{0.53m3}}{\mathbf{0.08m3}}\mathbf{x0.58min} + \mathbf{2.5\ min} = \mathbf{6.34\ min}$$

Asimismo se tiene

$$\mathbf{RP} = \frac{\mathbf{0.53m3}}{\mathbf{6.34min}} = \mathbf{0.08m3/min}$$

RP=4.6m3/Hr

C. Equipos mineros para la perforación y accesorios

La perforación en labores subterráneas con características convencionales como es el caso de AGROMIN LA BOITA, Se realiza mediante el empleo de una perforadora convencional. Se usa como energía el aire comprimido para realizar huecos de diámetro pequeño con los barrenos con brocas de 34,36 y 38mm que se encarga de triturar la roca al interior del taladro. En cada golpe que la perforadora da al barreno y mediante el giro automático hace que la roca sea rota en un círculo que corresponde a su diámetro; produciéndose así un taladro. La Perforadora con barra de avance que puede ser usada para realizar taladros horizontales e inclinados. Se usa mayormente para la construcción de galerías, subniveles y rampas. Utiliza una barra de avance para sostener la perforadora y proporcionar comodidad de manipulación al perforista.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

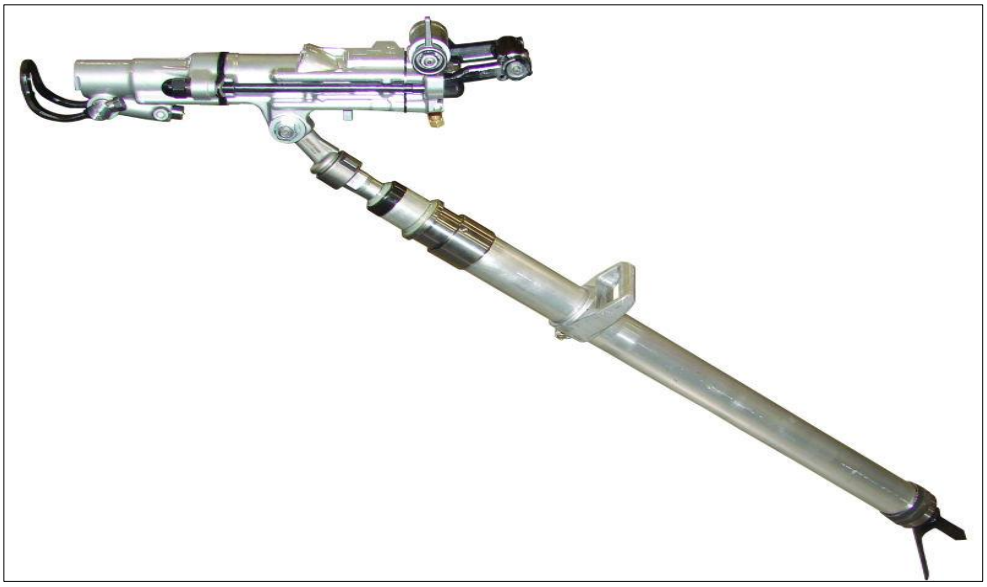


Figura 13: Máquina perforadora Jackleg.

Fuente: web accesorios de minería

Máquina Perforadora Jack leg	
tiempo de perforación	2 min 15 Seg.
tiempo de posición	1 min 48 Seg.
ciclo de perforación	4 min 3 Seg.

Tabla 21: Tiempos de perforación.

Fuente: elaboración propia

4.20. Calculo de la dilución y recuperación para el método de corte y relleno ascendente

En cuanto al término dilución existen varias definiciones, entre las cuales se tienen:

Dilución se puede definir como la contaminación del mineral con el desmonte durante el proceso de explotación minera. Las consecuencias de esta contaminación son las siguientes: La cantidad real de material extraído será más grande que lo que es necesario para obtener el mismo contenido en metal equivalente. La ley del mineral será menor que el estimado de la ley in situ.

Dilución: Se define como la relación de: Desmonte (mineral + waste); y esto vendría a ser el total de material extraído. Se asume que la dilución ocurre cuando y donde el mineral está siendo explotado; esto es el desmonte producido durante el minado subterráneo.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

La dilución prevista es el material no mineral (por debajo del nivel de la ley de corte) que se encuentra dentro de los límites diseñados, según lo determinado por la selectividad del método de explotación minera; la continuidad del cuerpo mineral a lo largo y a lo largo de la inmersión; y la complejidad de la forma del cuerpo mineralizado.

Porcentaje de dilución está dada por la siguiente ecuación:

$$(\%) = \frac{Am - Av}{Av} x100$$

Donde:

Am: Ancho de minado

Av: Ancho de veta

Calculamos la dilución

$$D = \frac{1.60m - 1.20m}{1.20m} x100$$

D= 33,33%

4.21. Aspecto técnico

Considerando que se tienen 2 guardias de 12 horas cada una, se ha realizado una toma de tiempos para calcular el tiempo de ciclo de minado. Considerando que la producción actual es de 1800 toneladas por mes y la proyectada es de 5000. Teniendo en cuenta que actualmente se tiene 4 tajos en producción lo cual representa el 90% de la producción total mientras que en la proyectada se mantiene el número de tajos, lo que representará el 80% de la producción.

	ACTUAL	PROYECTADO
PRODUCCIÓN MENSUAL (Tn)	1800	5000
PRODUCCIÓN DIARIA (Tn)	60	167
APORTE TAJOS (Tn)	54	134
APORTE AVANCES (Tn)	6	34
APORTE POR TAJO(Tn)	14	34
TALADROS POR DISPARO EN TAJO (unid)	30	60

Tabla 22: Parámetros de producción.

Fuente: elaboración propia.

Los trabajos de voladura se realizan en dos etapas, disparando primero la veta mineralizada de aproximadamente 0.8 m y posteriormente disparando el desmonte de las cajas (0.2 m en cada caja).

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

El resumen de tiempos en los trabajos ejecutados durante la guardia, son mostrados en el siguiente recuadro. Mostrando el tiempo que toma realizar una actividad en el antes (minado por corte y relleno ascendente con limpieza en los tajos y frentes de avance a pulso) y la proyección (minado por corte y relleno ascendente).

Lo cual nos permitirá incrementar nuestro ritmo de producción, por consiguiente, mayores utilidades para la empresa, mayor seguridad, y ergonomía para el personal que trabaja

ACTIVIDAD	CORTE Y R. ASCENDENTE CON LIMPIEZA A PULSO (ACTUAL)	MINADO POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
RASTRILLAJE (Hr)	-	1.75
PERFORACIÓON (Hr)	1.05	2.1
CARGUIO (Hr)	1	1.5
Carretilla (Hr)	4	-
Sostenimiento (Hr)	2	3
Total (Hr)	8	8.35

Tabla 23: Parámetros de explotación.

Fuente: elaboración propia

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

4.22. Costos

A. Costos de producción

ITEM	MEDIDA	COSTO
EXPLOSIVOS		
DINAMITA SEMIGELATINA 65%	KG	750
COSTO UNITARIO	US$/KG	7.34
SUB TOTAL	**US$**	**5505.00**
ACCESORIO		
FULMINANTE N° 08	UND	7500
COSTO UNITARIO	US$/UND	0.299988
SUB TOTAL	**US$**	**2280.00**
GUIA DE SEGRIDAD	m	15750
COSTO UNITARIO	US$/KG	0.15
SUB TOTAL	**US$/KG**	**2394.00**
AGENTE DE VOLADURA		
ANFO (NITRATO DE AMONIO + DIESEL)	KG	7500
COSTO UNITARIO	US$/KG	0.45
SUB TOTAL	**US$**	**3375.00**
COSTO TOTAL	**US$**	**13554.00**

Tabla 24: Costos de explosivos y accesorios.

Fuente: elaboración propia

ITEM	MEDIDA	COSTO
BROCA DESCARTABLE 36 mm	UND	35
COSTO UNITARIO	US$/UND	21.00
SUB TOTAL	**US$**	**735.00**
BROCA DESCARTABLE 38 mm	UND	45
COSTO UNITARIO	US$/UND	22.00
SUB TOTAL	**US$**	**990.00**
BARRA CONICA 3 PIES	UND	7
COSTO UNITARIO	US$/UND	60.00
SUB TOTAL	**US$**	**420.00**
BARRA CONICA 5 PIES	UND	12
COSTO UNITARIO	US$/UND	70.00
SUB TOTAL	**US$**	**840.00**
COSTO TOTAL	**US$**	**2985.00**

Tabla 25: costos de accesorios de perforación.

Fuente: elaboración propia

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

ITEM	MEDIDA	UND/COSTO
PUNTAL DE MADERA 8"x10'	UND	100
COSTO UNITARIO	US$/UND	21.00
SUB TOTAL	**US$**	**2100.00**
PUNTAL DE MADERA 7"x10'	UND	50
COSTO UNITARIO	US$/UND	19.00
SUB TOTAL	**US$**	**950.00**
PUNTAL DE MADERA 6"x10'	UND	50
COSTO UNITARIO	US$/UND	17.00
SUB TOTAL	**US$**	**850.00**
PUNTAL DE MADERA 5"x10'	UND	50
COSTO UNITARIO	US$/UND	15.00
SUB TOTAL	**US$**	**750.00**
TABLA N° 2"x8"x10'	UND	150
COSTO UNITARIO	US$/UND	12.00
SUB TOTAL	**US$**	**1800.00**
COSTO TOTAL	**US$**	**6450.00**

Tabla 26: Costos de materiales de sostenimiento.

Fuente: elaboración propia

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

DESCRIPCION	UND	PROVEEDOR (S/.)	EN OBRA (S/.)	VIDA UTIL (MES)	COSTO HORA (S/.)	COSTO HORA US$
Arnes de seguridad	Und.	229.9	252.89	24	0.04	0.01
Barbiquejo	Und.	1.8	1.98	12	0.00	0.00
Botas de jebe con punta de acero	Par	50.85	55.94	12	0.02	0.01
Casco de seguridad	Und.	36.58	40.24	24	0.01	0.00
Correa porta lampara	Und.	16	17.6	24	0.00	0.00
Filtro de respirador	Par	12.67	13.94	0.5	0.12	0.04
Guantes neoprene	Par	23.19	25.51	1	0.11	0.03
Guante de cuero	Par	30	33	1	0.14	0.04
Lampara a bateria	Und.	288	316.8	12	0.11	0.03
Linea de vida del arnes	Und.	179.9	197.89	24	0.03	0.01
Overall de dos cuerpos	Und.	81.9	90.09	12	0.03	0.01
Pantalón de jebe punto azul	Und.	31.5	34.65	2	0.07	0.01
Saco de jebe punto azul	Und.	33.75	37.13	2	0.08	0.01
Respirador	Und.	61.84	68.02	12	0.02	0.01
Tafilete	Und.	15.12	16.63	12	0.01	0.00
Tapones de oido	Par	2.99	3.29	3	0.00	0.00
Zapato con punta de acero	Par	82.9	91.19	12	0.03	0.01
COSTO HORARIO EPP POR PERSONA (US$)						0.22
COSTO TAREA EPP POR PERSONA (US$)						2.60
CANTIDAD DE TRABAJADORES						99.00
NUMERO DE TAREAS POR MES						1980.00
COSTO MENSUAL TOTAL DE EPP (US$)						**5149.56**

Tabla 27: costos de equipos de protección personal.

Fuente: elaboración propia.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

HERRAMIENTAS	UND	COSTO US$	VIDA UTIL (MES)	COSTO HORARIO
Piedra esmeril	Pza.	29.93	3	0.017
Llave stilson 18"	Pza.	32.16	12	0.004
Llave stilson 14"	Pza.	22.14	12	0.003
Llave stilson 12"	Pza.	20.27	12	0.003
Manguera de jebe 1"	m	4.32	6	0.001
Manguera de jebe 1/2"	m	1.67	6	0.000
Comba de 6 Lbs	Pza.	17.74	12	0.002
Comba de 16 Lbs	Pza.	35.95	12	0.005
Mochila	Und.	9.56	6	0.003
Llave francesa 12"	Pza.	25	12	0.003
Llave francesa 14"	Pza.	30	12	0.004
Cargador de ANFO	Pza.	972.4	3	0.54
Barretilla de aluminio 3m	Pza.	30	6	0.008
Atacador	Pza.	1.57	3	0.001
Guiador	Pza.	1.57	3	0.001
Soga nylon 1/2"	m	1.64	6	0.000
Soga nylon 1"	m	2.25	6	0.001
Corvina	Pza.	55.26	12	0.008
Azuela	Pza.	10.91	12	0.002
Cucharilla	Pza.	5	3	0.003
Soplete	Pza.	27.94	3	0.016
Punzon para encebado	Pza.	5	12	0.001
Sacabarreno	Pza.	25	12	0.003
Adaptador Split Set	Pza.	120	24	0.008
Manga de ventilacion de 10"	m	8.65	12	0.001
Manga de ventilacion de 18"	m	10.45	12	0.001
Tubo PVC 1 1/4"	Und.	2.73	3	0.002
Punta simple	Und.	4.55	3	0.003
Punta de diamante	Und.	7.59	3	0.004
Hoja de sierra N° 36	Pza.	7.33	1	0.012
Arco de sierra	Pza.	11.93	6	0.003
Pata de cabra	Pza.	16	12	0.002
Flexometro	Pza.	5.67	3	0.003
TOTAL COSTO HORARIO (US$)				**0.67**
TOTAL HORA MES				**600.00**
COSTO TOTAL DE USO DE HERRAMIENTAS (US$)				**401.75**

Tabla 28: Costos de herramientas.

Fuente: elaboración propia.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Parámetros tomados en cuenta para hacer el análisis del costo de los equipos		
*** Financiamiento a Mediano y Largo Plazo a Tasa Fija**	**18.25**	**%**
Precio de Rescate	**8, 17 Y 25**	**%**
Seguro	**5**	**%**
Reparación y Mantenimiento	**60, 70 y 80**	**%**

Costo de posesión Simbología utilizada

Va	: Valor de adquisición
Vn	: Valor de neumáticos
Ve	: Vida económica útil
N	: Vida económica útil en años
I	: Tasa vigente anual de interés.
IMA	: Inversión media anual
HOA	: Horas operadas por año (3000)
D	: Depreciación
S	: Seguro
CMR	: Costo de mantenimiento y reparación

Rescate

Es el monto económico que se piensa recuperar al final de la vida útil de máquina, generalmente se expresa en un % del valor inicial y en este caso se considera 15%.

Depreciación

Costo que resulta de la disminución en el valor de la maquina como consecuencia de su uso.

$$D = 0.85\frac{\text{Va} - \text{Vn}}{\text{Ve}}$$

$$D = 0.85\frac{\text{Va} - \text{Vn}}{\text{Ve}}$$

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Interés

$$IMA = \frac{\mathrm{N+1}}{\mathrm{2N}} * Va$$

$$I = \frac{i * IMA}{\mathrm{HOA}}$$

Seguro

$$S = \frac{S * IMA}{\mathrm{Ve}}$$

Costo de reparación

$$CMR = \%\mathrm{MR}\frac{Va - Vn}{\mathrm{Ve}}$$

Depreciación (De)

A. Equipo de perforación

Costo que resulta de la disminución en el valor de la maquina como consecuencia de su uso.

- Valor de adquisición: 5000 US$
- Vida útil: 90000 pies

$$De = \frac{\mathrm{Va}}{\mathrm{Vu}}$$

$$De = \frac{5000\$}{90000\ \mathrm{Pies}} = 0.055\$/pie$$

- Reparación y mantenimiento (100%)

$$RM = \frac{5000\$}{90000\ \mathrm{Pies}} = 0.055\$/pie$$

Aire comprimido

Costo de generación de aire comprimido por M3 con compresora a motor eléctrico. 0.01 $/m3

Consumo de aire comprimido de la perforadora jack leg es 4.4m3/min

Rendimiento de la perforadora: 1.4 Pies/minuto

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Ca=0.01 $/m3*4.4m3/min= 0.044$/min

$$Ca/pie = \frac{0.044\$/\text{min}}{1.4 \text{ pies/min}} = 0.03\$/pie$$

Consumo de aceite

El consumo de aceite de la máquina perforadora es medio galón/guardia y el costo por galón 8.46 US$

Pies perforados por guardia: 480 pies.

Ca=0.5gl/gd*8.46$/gl* = 4.32$/gd

$$Ca/pie = \frac{4.32\$\text{gdia}}{180 \text{ pies/gdia}} = 0.024\$/pie$$

Costo total/pie perforado=0.15$/pie perf

B. Equipo de limpieza winche eléctrico de arrastre (10HP modelo Joy S11 de 0.5 ton)

Va= 4000.00 U$S

Vu=5 años (10000 horas)

Costo/h=0.09$/h

Vr=17%

Seguro 5% =80

Tasa = 18.25%

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Depreciación:

$$D = 0.83\frac{\text{Va}}{\text{Ve}}$$

$$D = 0.83\frac{4000}{10000}$$

D=0.33$/hr

Interés:

$$IMA = \frac{\text{N}+1}{2\text{N}} * Va$$

$$IMA = \frac{5+1}{2*5} * 4000$$

IMA= 2400$

Entonces interés viene a ser el siguiente:

$$I = \frac{i * IMA}{\text{HOA}}$$

$$I = \frac{0.1825 * 2400\$}{2000Hrs}$$

I=0.219$/Hr

Seguro:

$$S = \frac{S * IMA}{\text{Ve}}$$

$$S = \frac{0.05 * 2400\$}{10000\text{Hrs}}$$

S=0.012$/Hr

Costo de reparación:

$$CMR = \%\text{MR}\frac{Va - Vn}{\text{Ve}}$$

$$CMR = 0.7\frac{4000\$}{10000\text{Hrs}}$$

CMR=0.28$/Hr

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

1HP = 0,7457Kw, entonces 10 HP X 0,7457 = 7.46 Kw/hora

0.04$/kw

0.17$/kw*7.46Kw/hora=1.27 $/hr

C. Pala neumática

Rescate 17%

Va = 10000US$

Vu= 6 años (12000 horas)

Depreciación:

$$D = 0.83\frac{\text{Va}}{\text{Ve}}$$

$$D = 0.83\frac{24000\$}{12000\text{Hrs}}$$

D=1.66$/hr

Interés:

$$IMA = \frac{\text{N} + 1}{2\text{N}} * Va$$

$$IMA = \frac{6 + 1}{2 * 6} * 24000$$

IMA= 14000$

Entonces el interés viene a ser el siguiente:

$$I = \frac{i * IMA}{\text{HOA}}$$

$$I = \frac{0.1825 * 6000\$}{2400Hrs}$$

I=0.46$/Hr

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Seguro:

$$S = \frac{S * IMA}{\text{Ve}}$$

$$S = \frac{0.05 * 14000\$}{12000\text{Hrs}}$$

S=0.058$/Hr

Costo de reparación:

$$CMR = \%\text{MR}\frac{Va}{\text{Ve}}$$

$$CMR = 0.7\frac{24000\$}{12000\text{Hrs}}$$

CMR=1.4$/Hr

Consumo de lubricante por el equipo es 0.05 libras por hora y el costo del mismo es 6.72 dólares por libra.

Lu=6.72$/lb*0.05lb/hr=0.34$/hr

Aire comprimido Costo de generación de aire comprimido por M3 con compresora a motor eléctrico. 0.01 $/m3

Consumo de aire comprimido de la pala neumática es 9 m3/min Rendimiento de la perforadora: 1.4 Pies/minuto

Ca=0.01 $/m3*9m3/min= 0.09$/min= 5.4$/hora

En función a los cuadros y los cálculos que se realizaron se muestra la comparativa de costo operativo en el proceso de explotación por método de corte y relleno ascendente con limpieza en los tajos y frentes de avance a pulso y corte y relleno ascendente con equipos convencionales de limpieza en los Anexo 3 y 4 respectivamente.

Resumiendo, en el siguiente recuadro la depreciación de los equipos se presenta de la siguiente manera.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

	PALA NEUMÁTICA	WINCHE ELÉCTRICO	JACK LEG
Rescate	17%	15%	0%
Valor de adquisición(Va)	10000	4000	5000
Vida económica útil (Ve)	12000 horas	10000 horas	90000 pies
Costo de mantenimiento y reparación (CMR)	17%	17%	100%

Tabla 29: Resumen de parámetros de depreciación.

Fuente: elaboración propia

El precio de rescate es tomado para efectos de cálculo de costos, en función a datos históricos, donde algunos equipos como el winche eléctrico y pala neumática y entre otros que no son objeto de estudio en la presente tesis no son objeto de estudio se maneja un 15% y 17% respectivamente. Asimismo, para el caso de la perforadora neumática Jack leg también por datos históricos se considera 0% el valor de rescate, debido a que dicho equipo ya no ofrece valor alguno al culminar su vida útil.

Los costos de mantenimiento y reparación son determinados de acuerdo al costo de los repuestos, mano de obra, lubricantes y etc. Que son necesarios durante el tiempo de operación.

4.23. Seguridad y salud ocupacional

En el aspecto de seguridad y contemplando algunos cambios en el diseño de la mina, se realiza una evaluación de riesgos y sus respectivos controles, se hace uso del IPERC Base, de acuerdo a la normativa vigente, haciendo uso de la matriz de evaluación.

Una vez identificado los peligros y evaluación de riesgos se procedió a realizar el Estándar por cada actividad y por cada tarea un PETS, que son utilizados en nuestros trabajos diarios y son de apoyo indispensable para personal nuevo.

En interior mina se realizó señalización de acuerdo al código de colores en todos los frentes de trabajo y en las galerías principales que son para el transporte de material.

Se inauguró la sala de reuniones que se utiliza para las capacitaciones del personal.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

SEVERIDAD	MATRIZ DE EVALUACIÓN DE RIESGOS					
Catastrófico	1	1	2	4	7	11
Fatalidad	2	3	5	8	12	16
Permanente	3	6	9	13	17	20
Temporal	4	10	14	18	21	23
Menor	5	15	19	22	24	25
		A	B	C	D	E
		Común	Ha sucedido	Podría suceder	Raro que suceda	Prácticamente imposible que suceda
		FRECUENCIA				

Tabla 30: Matriz de evaluación de riesgos IPERC.

Fuente: Agromin La Bonita S.A.C

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Conclusiones

- La aplicación del método de corte y relleno ascendente con equipos de limpieza (winches modelo Joy S211 y palas neumáticas LM36 Atlas Copco) aumenta la productividad y la eficiencia en los tajos y labores de desarrollo en la Agromin la Bonita – Bella Unión – Arequipa – 2017. Incrementando la producción de 70 Tn a 200 Tn por día, obteniendo así el incremento mensual esperado de 1800 Tn/mes a 5000 Tn/mes.

- La dinamicidad en los tajos es mayor debido al incremento de producción y debido a la aplicación de winches de arrastre para la limpieza, mejorando de esta forma de 6 Tn/guardia que se limpiaba a pulso a 20 Tn/guardia que se limpia con el winche de arrastre.
  La limpieza en labores de avance también se mejoró por el uso de la pala neumática, pasando de 14 tn/guardia que se limpiaba a pulso, a 25 Tn/guardia que se limpia con la pala neumática.
  De la misma forma el avance mensual incremento de 40 m/mes que se realizaba con la limpieza a pulso a 70 m/mes ahora que se realiza pala neumática.

- Los costos de minado por corte y relleno ascendente utilizando equipos de limpieza winches moledo Joy S211 y palas neumáticas LM 36 Atlas Copco disminuyen con respecto al método anterior por corte y relleno ascendente con limpieza en los tajos y labores de avance a pulso, de US$ 25.96 por Tn a US$ 16.94 por Tn, es decir se obtuvo una disminución de los costos de producción de US$ 9.02 por Tn debido a la mayor productividad

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

5.2. Recomendaciones

- Reducir tiempos muertos durante la guardia, para lograr un mejor rendimiento, lo que repercutirá en la productividad de los equipos y personal.

- Se debe realizar un desatado de rocas continuo antes, durante y después de la perforación para evitar la caída del mismo por el método de explotación distinta con perforación en realce, lo cual genera mayor perturbación en la corona de mineral del tajo.

- Realizar un análisis y evaluación de los procedimientos escritos de trabajo seguro (PETS), de las operaciones unitarias precedentes y posteriores a la perforación y realizar y modificar los puntos que amerite de acuerdo al nuevo equipo, lograr una evaluación los riesgos y medidas de control de manera integral.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

BIBLIOGRAFÍA

- Dunin Borkowski. (1970), *Centro de Investigaciones de Zonas Áridas, Universidad Nacional Agraria La Molina, Lima – Perú.*
- Ruegg W. (1961), *hallazgo y posición estratigráfico – tectónica del titoniano en la costa sur del Perú. Soc. Geol. – Lima – Perú.*
- Benavides V. (1962), *estratigrafía pre-terciaria de la región de Arequipa – Bol. Soc. Geol. Perú, tomo N° 38.*
- Alipio Cobarrubias Roque, Lester Abad Otazu Ccahuana. (2014), *"técnicas de voladura para optimizar las operaciones mineras y su influencia en los costos de la Empresa Concemin JH SAC – Consorcio Minero Horizonte (CHM) Unidad Parcoy".*
- Juan Pablo Lozano Lojano. (2015), *"Diseño de explotación por corte y relleno ascendente de la veta Mary en la Empresa Produminsa, sector Bella Rica – Macas Ecuador – 2015"*
- Alejandro Enrique Mena Salas. (noviembre 2012), *"Planeamiento de minado subterraneo para vetas angostas: caso práctico; mina Esperanza de Caraveli de Compañía Minera Titan S.R.L." – Lima noviembre 2012.*
- Plan de Minado Agromin la Bonita 2017.
- Ing. R. Horacio Páez L. *Apuntes de Mecánica de Rocas.*
- Hoek, E., Brown E.T. (2004) *Excavaciones subterráneas en roca. 634 Pág.*
- Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications, USA. A Wiley-Interscience. Pp. 278.*
- Ing. Maximo Mayta Lino (2006), *Manual de Maquinaria Minera – Cusco Perú.*
- HONORIO TORRES, E. (2015). *, "Los factores de dilución en sus tajos son la variación de la potencia de sus vetas con su comportamiento en forma de rosario". trujillo: s/e.*
- E. Bueno Campos- I. Cruz Roche- J.J. Durán Herrera, *Economía de la empresa. Análisis de las decisiones empresariales. Pirámide, ed. Pirámide*
- EXSA. MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA. *4ta. Edición. Lima 2005.*
- López Jimeno, C. (1998).*Manual De Perforación Y Voladura De Rocas.*
- Oscar E. llanque maquera. (2016), *Explotación subterránea, Facultad de ingeniería de minas universidad nacional del altiplano – puno.*

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

ANEXOS

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Foto 1: Campamento de la Unidad Minera Agromin la Bonita S.A.C.

Fuente: elaboración propia.

Foto 2: Coches mineros de 1.5 Tn que se utilizan para extraer el mineral de interior mina.

Fuente: elaboración propia.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Foto 3: Carguío de mineral con pala neumática, en interior mina.

Fuente: elaboración propia.

Foto 4: Polvorín de la mina Agromin la Bonita S.A.C.

Fuente: elaboración propia.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Foto 5: Perforación en el tajo 680. Maestro perforista y su ayudante.

Fuente: elaboración propia.

Foto 6: Winche de arrastre cautivo de 10 Hp, realizando limpieza en el tajo 517.

Fuente: elaboración propia.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

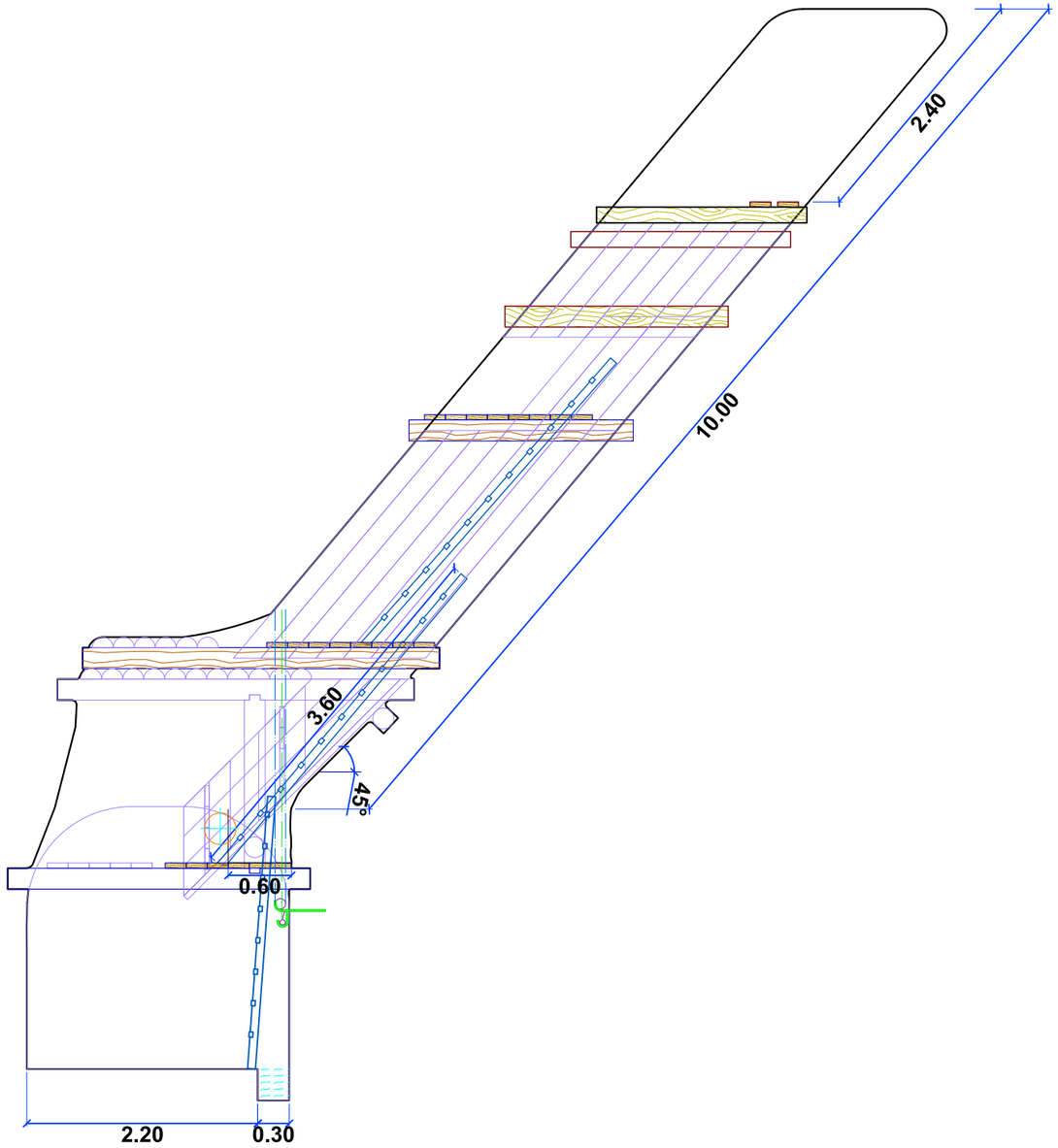
Foto 7: Almacenamiento de explosivos y accesorios para voladura en interior mina.

Fuente: elaboración propia.

Foto 8: Tolva de acopio, donde se acumula todo el mineral extraído de interior mina mediante los coches mineros, para próximamente ser trasladado por volquetes a las plantas de tratamiento.

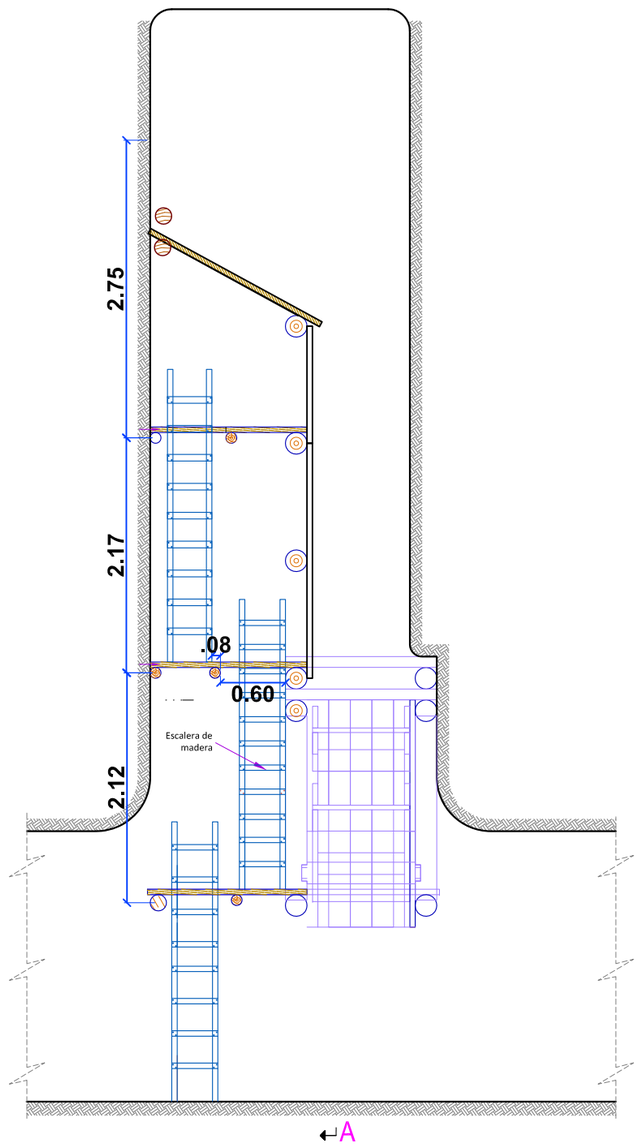
Fuente: elaboración propia.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ



V.PERFIL

ESC: 1:100

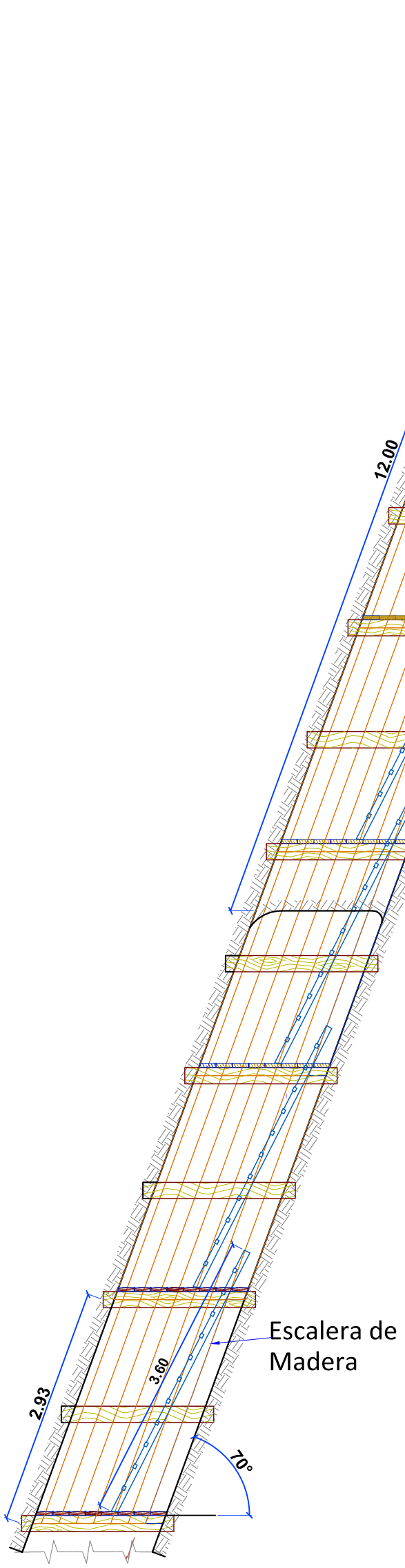


V.FRONTAL

ESC: 1:100

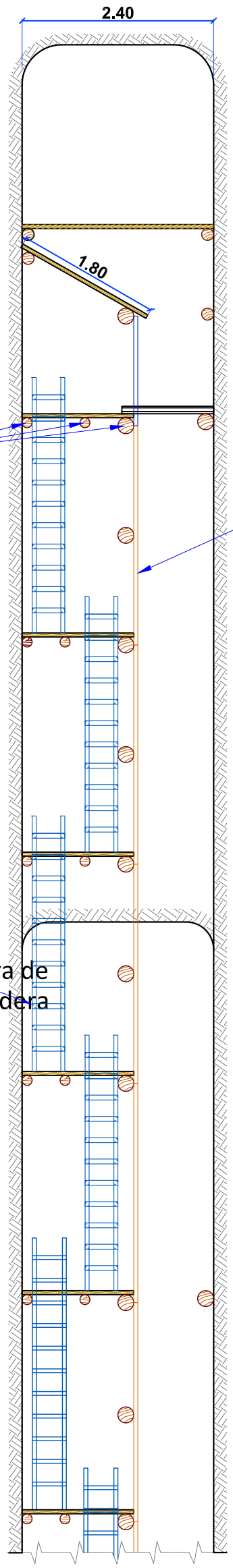
UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC			ANEXO
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS			01
BUZON TOLVA	ELABORADO POR:	Bach. Yesary Huillca Moina	
	REVISADO POR:	Ing.Edgar Crispín Huacac Farfán	

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ



V.PERFIL

ESC: 1:100



V.FRONTAL

ESC: 1:100

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC			ANEXO
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS			02
CHIMENEA DOBLE COMPARTIMIENTO	ELABORADO POR:	Bach. Yesary Huillca Moina	
	REVISADO POR:	Ing.Edgar Crispín Huacac Farfán	

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

TAJEO CONVENCIONAL ACTUAL

TIPO	RELLENO DETRITICO		**EXPLOSIVO**	DINAM. Y ANFO	
			ROCA	SEMIDURA	
LONGITUD DE CORTE	2.80	m	**N° Taladros:**	30	uni
LONGITUD DE PERFORACION	1.80	m	**N° Tal.carg.:**	30	uni
ALTURA DE CORTE	1.50	m			
PESO ESPECIFICO	3	t/m³	**VOLUMEN**	8.4	m3
				15.0	ton

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL $	TOTAL $ / t
1.-	**MANO DE OBRA**						
	PERFORISTA	1.00	Tarea	45.43	$/Tarea	45.43	
	AYUDANTE DE PERFORISTA	1.00	Tarea	31.22	$/Tarea	31.22	
	CARRETILLERO	2.00	Tarea	31.22	$/Tarea	62.44	
						176.38	**11.76**
2.-	**EEPs**						
	PERFORISTA	1.00	Tarea	2.60	$/Tarea	2.60	
	AYUDANTE DE PERFORISTA	1.00	Tarea	2.60	$/Tarea	2.60	
	CARRETILLERO	2.00	Tarea	2.60	$/Tarea	5.20	
						12.92	**0.86**
3.-	**EXPLOSIVOS**						
	DINAMITA SEMEXSA 65%	2.44	kg	7.34	$/ kg	17.87	
	ANFO	30.00	kg	0.45	$/ kg	13.50	
	GUIA DE SEGURIDAD	75.00	m	0.15	$/ und	11.25	
	FULMINANTE N° 8	30.00	unid	0.30	$ / m	9.00	
						53.41	**3.56**
4.-	**EQUIPO Y ACEROS DE PERFORACION**						
	MAQUINA PERFORADORA	180	pp	0.13	$ / pie	23.42	
	ACCESORIOS EQ. PERFORACION	180	pp	0.12	$ / pie	21.87	
						45.28	**3.02**
5.-	**MATERIALES Y HERRAMIENTAS**						
	HERRAMIENTAS PERFORISTA	1	Tarea	4.87	$/Tarea	4.87	
	HERRAMIENTAS CARRETILLERO	1	Tarea	3.25	$/Tarea	3.25	
						8.12	**0.54**
6.-	**EQUIPOS**						
	WINCHE ELECTRICO	3.50	h-m	2.11	$ / h-m	7.39	
	CARRETILLA	5.00	h-m	0.20	$ / h-m	1.00	
						8.39	**0.56**
7.-	**SOSTENIMIENTO**						
	SOSTENIMIENTO	3.50	unid	21.00	$ / unid	73.5	
						73.50	**4.90**
7.-	**COSTOS INDIRECTOS**						
	Contingencias y prevencion de perd	3.00%			$	0.78	**0.78**
						0.78	
B.-	**SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS**					0.78	**0.78**
TOTAL COSTO POR TONELADA ($ / t)							**25.96**

Tabla 31: Costos operativos de minado con el método de corte y relleno ascendente con limpieza a pulso.

Fuente: elaboración propia.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

TAJEO CONVENCIONAL PROYECTADO

TIPO	RELLENO DETRITICO		**EXPLOSIVO**	DINAM. Y ANFO	
			ROCA	SEMIDURA	
LONGITUD DE CORTE	5.60	m	**N° Taladros:**	60	uni
LONGITUD DE PERFORACION	1.80	m	**N° Tal.carg.:**	60	uni
ALTURA DE CORTE	1.50	m			
PESO ESPECIFICO	3	t/m³	**VOLUMEN**	11.7	m3
				35.0	ton

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL $	TOTAL $ / t
1.-	**MANO DE OBRA**						
	PERFORISTA	1.00	Tarea	45.43	$/Tarea	45.43	
	AYUDANTE DE PERFORISTA	1.00	Tarea	31.22	$/Tarea	31.22	
	OP. PALA NEUMATICA	1.00	Tarea	48.00	$/Tarea	48.00	
						161.94	**4.63**
2.-	**EEPs**						
	PERFORISTA	1.00	Tarea	2.60	$/Tarea	2.60	
	AYUDANTE DE PERFORISTA	1.00	Tarea	2.60	$/Tarea	2.60	
	OP. PALA NEUMATICA	1.00	Tarea	2.60	$/Tarea	2.60	
						10.32	**0.29**
3.-	**EXPLOSIVOS**						
	DINAMITA SEMEXSA 65%	4.87	kg	7.34	$/ kg	35.75	
	ANFO	60.00	kg	0.45	$/ kg	27.00	
	GUIA DE SEGURIDAD	150.00	m	0.15	$/ und	22.50	
	FULMINANTE N° 8	60.00	unid	0.30	$ / m	18.00	
						105.03	**3.00**
4.-	**EQUIPO Y ACEROS DE PERFORACION**						
	MAQUINA PERFORADORA	360	pp	0.13	$ / pie	46.83	
	ACCESORIOS EQ. PERFORACION	360	pp	0.12	$ / pie	43.74	
						90.57	**2.59**
5.-	**MATERIALES Y HERRAMIENTAS**						
	HERRAMIENTAS PERFORISTA	1	Tarea	4.87	$/Tarea	4.87	
	HERRAMIENTAS WINCHERO	1	Tarea	4.87	$/Tarea	4.87	
						9.74	**0.28**
6.-	**EQUIPOS**						
	WINCHE ELECTRICO	6.00	h-m	2.11	$ / h-m	12.66	
	PALA NEUMATICA	5.00	h-m	7.66	$ / h-m	38.30	
						50.96	**1.46**
7.-	**SOSTENIMIENTO**						
	SOSTENIMIENTO	7.00	unid	21.00	$ / unid	147	
						147.00	**4.20**
7.-	**COSTOS INDIRECTOS**						
	Contingencias y prevencion de perd	3.00%			$	0.51	**0.51**
							0.51
B.-	**SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS**					0.51	**0.51**
TOTAL COSTO POR TONELADA ($ / t)							**16.94**

Tabla 32: Costos operativos de minado con el método de corte y relleno ascendente con equipos de limpieza.

Fuente: elaboración propia.

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

N

Pot. 0.20 Pot. cpy, mg+, py++.

Pot. 0.25m, cc+, cpy, spc - olg, mg.

Py diss en la caja, spc++.

Pot. 0.15m, cc+, mg, py+.

OxCu+, Py diss+, spc - olg+.

falla 1,60m de panizo.

Pot. 1.00m, calcosina+, calcopirita, especulacu.rita, ox

Pot. 1.80m, zona brechada, pirita++, calcosina+, calcopirita+, magnetita.

Pot. 0,90m,pirita++, calcosina+, calcopirita+, especularita+++, magnetita.

Pot. 1.50m,especularita++, pirita++, calcosina+, Oxcu, calcopirita.

Pot. 0,70m,calcosina, bornita+, calcopirita+, especularita+, pirita++

Pot. 1,20m.

Pot. 0.80m, calcopirita +,pirita+.

Pot. 1.60m, calcopirita ++,pirita+, calcosina, especularita.

Pot. 1.70m, calcopirita ++,pirita+bornita+.

Pot. 0.90m,calcopirita++, especularita++, OxCu, especularita..

Pot. 2.00m, calcopirita masiva++,bornita+, calcosina, especularita, Pirita+.

Pot. 3.00m, calcopirita masiva+++,bornita, especularita, Pirita+.

ramaleado

Pot. 0.70 m, calcopirita+, Pirita+, bornita, especularita.

Pot. 2.45 m , Pirita+++, magnetita Calcopirita+, Bornita, Especularita.

Pot. 0.33 m , Magnetita ++, Pirita Calcopirita, Calcosina.

Pot. 0.55 m,Pirita+, calcosina,calcopirita.

Pot. 1.70m , Pirita+++, calcopirita++,magnetita.

Pot. 1.68m, bornita, calcopirita, magnetita.

Pot. 0.23 m , Calcosina, calcopirita+ OxCu, OxFe.

Pot.1.50m ,pirita++, calcopirita+, bornita

Pot. 2.00 m, calcopirita, calcosina, pirita++.

Pot. 2.10m, Pirita ++,Actinolita +, magnetita + Calcosina, Calcopirita, Bornita.

E-536500

E-536550

E-536600

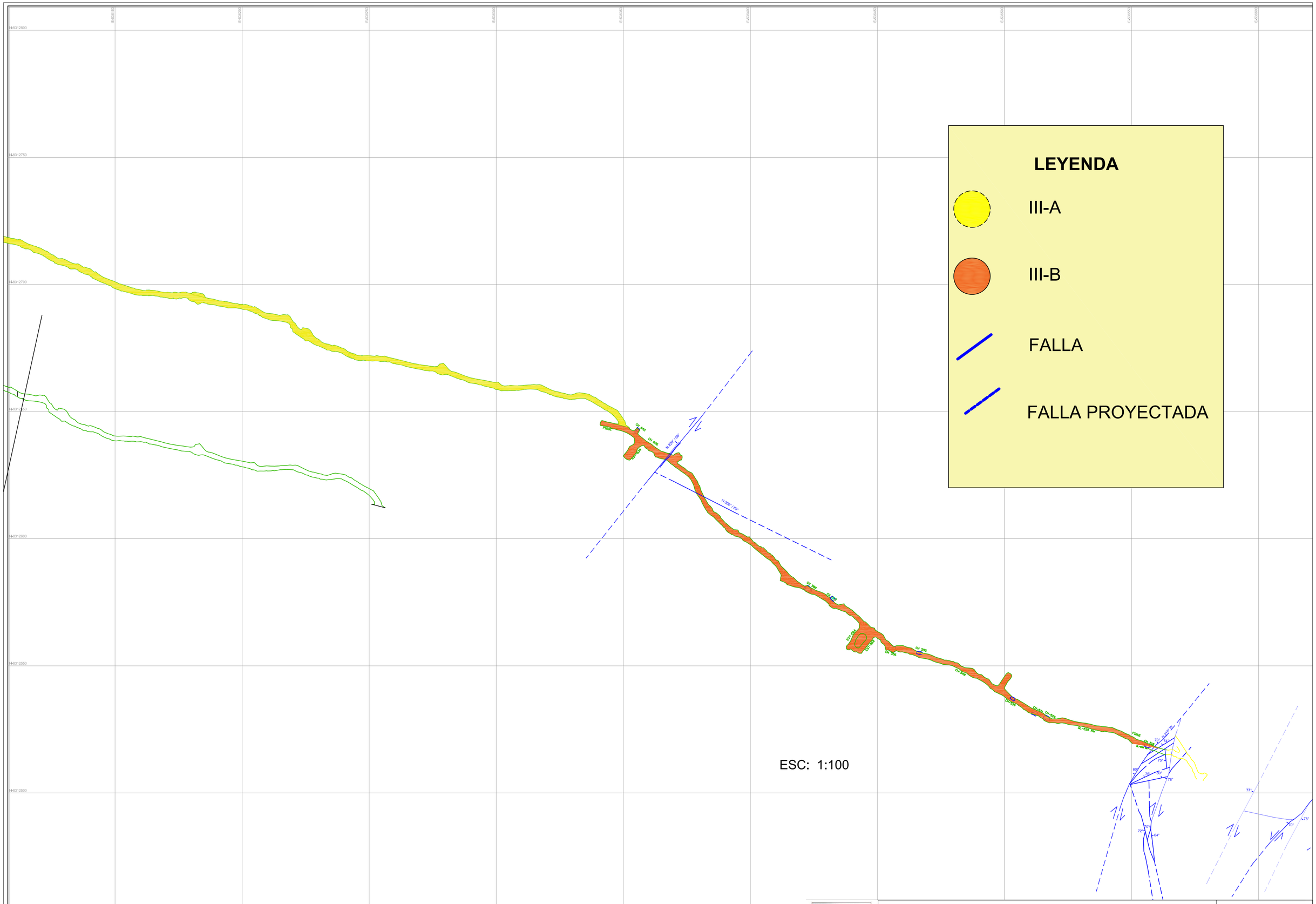
N-8312550

N-8312500

ESC: 1:100

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC			ANEXO
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS			05
PLANO GEOLOGICO NV 1565	ELABORADO POR:	Bach. Yesary Huillca Moina	
	REVISADO POR:	Ing.Edgar Crispín Huacac Farfán	

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC			ANEXO
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS			06
PLANO GEOMECANICO NV 1565	ELABORADO POR:	Bach. Yesary Huillca Moina	
	REVISADO POR:	Ing.Edgar Crispín Huacac Farfán	

Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ