



UNIVERSIDAD DEL AZUAY

FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA

ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS

**“NUEVOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN PARA
LA EXTRACCIÓN DE MINERAL”**

**TRABAJO DE GRADUACIÓN PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO
DE INGENIERO EN MINAS**

**AUTOR:
FRANKLIN FERNANDO PACURUCU LUCERO**

**DIRECTOR:
OMAR VICTOR DELGADO INGA**

**CUENCA -ECUADOR
2012**

DEDICATORIA

A Dios creador, a mi Esposa
por haberme apoyado moral
y anímicamente y dado todo
el apoyo durante la realización
de este trabajo de investigación.

AGRADECIMIENTO

Quien realizo este trabajo investigativo, quiere expresar un sincero reconocimiento al Señor Ingeniero Omar Delgado, Director de tesis, por haber compartido sus conocimientos y experiencias ofreciendo su ayuda para poder culminar esta investigación.

Además un extensivo agradecimiento a la Empresa, Amlatminas por el apoyo dado y de manera muy especial al Ing. Edgar Torres actual Gerente de la Empresa, como a todo su personal por haber brindado todo su apoyo y facilidades para realizar este trabajo.

A sí mismo un sincero agradecimiento a la Universidad del Azuay, Facultad de Ciencia y Tecnología, Escuela de Minas, a todos sus profesores que impartieron sus conocimientos y personas que laboran en esa área que una u otra forma me ayudaron a la culminación de la carrera profesional.

INDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
INDICE.....	iii
RESUMEN.....	VIII
ABSTRACT.....	IX
1.- INTRODUCCION.....	1
2.- JUSTIFICACIÓN DEL TEMA	2
3.- DELIMITACIÓN DEL TEMA	3
4.- PROBLEMÁTICA	3
5.- OBJETIVOS	4

CAPÍTULO I: UBICACION

1.1 ANTECEDENTES.....	5
1.2 IMPORTANCIA	6
1.3 EXTENSIÓN Y UBICACIÓN	6
1.4 ACCESO	10
1.5 RASGOS TOPOGRÁFICOS E HIDROGRÁFICOS	10
1.6 CLIMA	13
1.7 INFRAESTRUCTURA.....	13
1.8 MANO DE OBRA	14
1.9 CONCLUSIONES DEL CAPÍTULO I.....	15

CAPÍTULO II: MARCO GEOLOGICO Y CARACTERISTICAS TECNICO

MINERAS DEL YACIMIENTO

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL	16
2.2 GEOLOGÍA LOCAL CERRO PELADO	18
2.3 TIPO DE YACIMIENTO	20
2.4 RESERVAS Y CONTENIDO DE MINERAL	20
2.5 PESO ESPECÍFICO	30
2.6 PESO VOLUMÉTRICO	30
2.7 ESTRUCTURA FÍSICA DEL MINERAL	31
2.8 DUREZA	31
2.9 CONCLUSIONES DEL CAPÍTULO II	32

CAPÍTULO III: SISTEMAS DE EXPLOTACION

3. SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN, ANTESEDENTES.	33
3.1 DESCRIPCION DEL SISTEMA ACTUAL	33
3.2 SISTEMA DE EXPLOTACIÓN RECOMENDADO	52
3.3 PREPARACIÓN DE BLOQUES	53
3.4 DESARROLLO DE LOS BLOQUES DE EXPLOTACIÓN	57
3.5 NORMAS, SEGURIDAD Y ORGANIZACIÓN	61
3.6 CONCLUSIONES DEL CAPÍTULO III	71

CAPÍTULO IV: PROPUESTAS PARA AUMENTAR LA VIDA UTIL DE LA MINA

4.1 CONSTRUCCIÓN DE UNA GALERÍA PARA LLEGAR AL BLOQUE	72
4.2 DETERMINACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	73
4.3 DIMENSIONES DE LA GALERÍA	75

4.4 ATAQUE DE ARRANQUE	75
4.5 VENTILACION.....	87
4.6 FORTIFICACION	90
4.7 CARGA Y TRANSPORTE	91
4.8 ALUMBRADO	94
4.9 GASTOS DE PRODUCCION.....	94
4.10 CONCLUSIONES:	101
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.	102
BIBLIOGRAFIA.....	103

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. Coordenadas UTM del área el Guayabo	8
Tabla 2. Sondajes realizados en el sector de cerro pelado	27
Tabla 3. Perforaciones que realizo la Compañía Newmont.....	29
Tabla 4. Escala de Mohs, dureza de los minerales	31
Tabla 5. Datos de control de tiempo en el acarreo de mineral desde el frente de trabajo hasta la tolva principal	40
Tabla 6. Clasificación y comparación de los métodos	45
Tabla 7. Características técnicas de Explosen.....	77
Tabla 8. Clasificación de dureza.....	80
Tabla 9. Consumo de explosivo según datos prácticos.....	80
Tabla 10. Costos en la operación de la mina en el primer Bloque.....	95
Tabla 11. Producción de mineral durante un mes.....	96
Tabla 12. Resumen de los costos de producción en el bloque	97
Tabla 13. Costos de explotación en el frente de Cerro Pelado.....	98
Tabla 14. Costo con el nuevo método de explotación.....	100

INDICE DE FIGURAS

Figura N° 1 Acceso al sector.....	9
Figura N° 2 Mapa de Concesión.....	10
Figura N° 3 Mapa hidrográfico.....	12
Figura N° 4 Campamento base.....	14
Figura N° 5 Geología Regional.....	17
Figura N° 6 Geología local.....	19
Figura N° 7 Trabajos de perforación.....	21
Figura N° 8 Trabajos de pequeños mineros década de los 80.....	22
Figura N° 9 Vista actual del sector Cerro Pelado.....	22
Figura N° 10 Corte del primer bloque.....	23
Figura N° 11 Perfil del corte geológico	26
Figura N° 12 Trabajo realizado en el interior de la mina.....	35
Figura N° 13 Trabajo de un frente perforado en cuña (BLOQUE 1).....	37
Figura N° 14 Tubería utilizada dentro de la mina.....	38
Figura N° 15 ventilador para extraer el gas de la mina	39
Figura N° 16 Personal para desalojar la cuña (exceso de personal).....	41
Figura N° 17 Acarreo de mineral.....	41
Figura N° 18 Distintos elementos constitutivos de una mina subterránea.....	43
Figura N° 19 Elementos constitutivos de una mina subterránea.....	43
Figura N° 20 Equipo LHD en operación, en una mina subterránea.....	44
Figura N° 21 Longhole stopinh. (Nótese el diagrama en abanico desde dos galerías) siguen un espaciado regular.....	47
Figura N° 22 Método de cámaras y pilares (room and pillar). En este caso los pilares siguen un espaciado regular.....	47

Figura N° 23	Almacenamiento de zafras (shrinkage stoping) A medida que se avanza hacia arriba, se va extrayendo el mineral arrancado por abajo.....	48
Figura N° 24	Cámara con relleno (cut and fill). A diferencia del método anterior, el relleno se realiza aquí con materiales traídos desde afuera de la mina.....	49
Figura N° 25	Hundimiento de bloques (block cavan), sección.....	50
Figura N° 26	Hundimiento de bloques (block cavan), diagrama 3D.....	50
Figura N° 27	Zona de colapso en superficie (mina de cobre El Teniente, Chile), provocada por el hundimiento de bloques en profundidad.....	51
Figura N° 28	Construcción de buzones para el carguío de material.....	55
Figura N° 29	Preparación del Bloque (perfil).....	56
Figura N° 30	mall de perforación 1.....	57
Figura N° 31	mall de perforación 2.....	57
Figura N° 32	Sistema de Explotación por Subniveles.....	58
Figura N° 33	Sistema de Explotación en Perspectiva.....	59
Figura N° 34	Malla de perforación.....	60
Figura N° 35	Galería para conectarse con el nuevo Bloque.....	74
Figura N° 36	Cuele recto con disposición paralela de los barrenos.....	83
Figura N° 37	mall de perforación	86
Figura N° 38	Dirección del flujo de aire en una mina	87
Figura N° 39	stemas de ventilacion	89
Figura N° 40	Carro minero para rieles.....	93
Figura N° 41	Diferentes dimensiones de rieles.....	93
Figura N° 42	Locomotora para la una mina.....	93
Figura N° 43	Rieles para mina	94

Delgado
10/12/12

RESUMEN

NUEVOS METODOS DE EXPLOTACION PARA

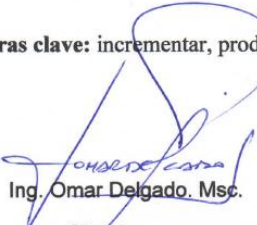
LA EXTRACCION DE MINERAL

La empresa Amlatminas está dedicada a la explotación de metálicos (oro) y uno de sus metas es incrementar la producción mediante nuevos métodos de explotación.

En este trabajo se evaluó las operaciones mineras que se desarrollan y el sistema de explotación actual en el minado. Identificando los trabajos de mina, para proponer un nuevo método de explotación favorable para la extracción de mineral.

Luego del trabajo investigativo se concluye que la empresa utiliza un método de explotación anti técnico, lo cual dio como resultado, incremento de personal, afectando el costo operativo, de acuerdo a las características del yacimiento se recomienda utilizar el método de explotación por subniveles y cambiando el sistema de acarreo de mineral, todo esto conlleva a elevar la producción y bajar los costos de minado.

Palabras clave: incrementar, producción, anti técnico, costo operativo, acarreo, minado


Ing. Omar Delgado. Msc.

Director


Dr. Piercósimo Tripaldi

Tribunal


Ing. Fernando Vizñay

Tribunal


Franklin Pacurucu

Estudiante

Donado
10/12/12

ABSTRACT

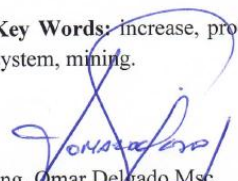
NEW MINING METHODS FOR THE EXTRACTION OF MINERALS

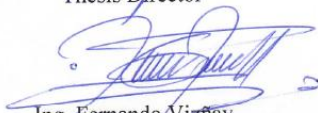
Amlatminas is a company dedicated to the extraction of metals (gold) and one of its goals is to increase the production through new mining methods.

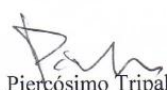
During this work we evaluated the mining operations and the current mining systems. We identified the work performed in the mines in order to propose a new mining method that is favorable for the extraction of the mineral.

After the research, we concluded that the company uses a mining method that is anti-technical, which resulted in the increase of personnel and affected the operative costs. According to the characteristics of the mining sites we recommend using sublevel mining methods and changing the hauling system, which will increase the production and reduce the mining costs.

Key Words: Increase, production, anti-technical, operative cost, hauling system, mining.


Ing. Omar Delgado Msc.
Thesis Director


Ing. Fernando Viznay
Tribunal


Dr. Piercósimo Tripaldi
Tribunal


Franklin Pacurucu
Student




Translated by,
Diana Lee Rodas

Franklin Fernando Pacurucu Lucero

Trabajo de Graduación

Ing. Omar Víctor Delgado Inga

Noviembre 2012

NUEVOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN PARA LA EXTRACCIÓN DE MINERAL.

INTRODUCCION

La minería en el Ecuador no se ha tomado con gran seriedad ni ha tenido apoyo en cuestión de inversión, a pesar que en el país existen grandes empresas mineras realizando exploración, son en estos últimos años donde se pone la mira en la actividad minera.

Esta actividad ha tomado un gran empuje para el desarrollo productivo del país, esto ha llevado a que sea un factor clave para la racionalización de los recursos minerales, humanos y de maquinaria. Existe la preocupación permanente por mejorar la productividad. Pero para ello, es importante también conocer en forma objetiva la situación actual, en otras palabras, encontrar una forma acertada y socialmente válida de medir la productividad minera.

En esta investigación, se pretende construir una propuesta para mejorar el sistema de explotación, controlar; evaluando los trabajos actuales de la Empresa, para por medio de esta investigación y los datos obtenidos implementar mejoras en la mina. Y poder cumplir el objetivo propuesto, el cual es aumentar la producción en base a un menor costo operativo. Para ello se aplicaran medidas técnicas probadas y económicamente factibles.

Así mismo es de suma importancia la seguridad industrial para tener una mejor eficiencia y rentabilidad, aplicando técnicas, organizativas, económicas, y legales. Con el fin de alcanzar la meta de que sea una responsabilidad social y ambiental sostenible.

2.- JUSTIFICACIÓN DEL TEMA

La minería como cualquier otra actividad económica no escapa de situaciones de inseguridad industrial, siendo imperante el correcto uso de los parámetros geológicos mineros. El Ecuador tiene un gran potencial minero, yacimientos de cobre y oro con reservas probadas, como es el caso de la empresa Ecua corrientes, 230 millones TM con 0,82% de Cu. Y 0,1 gr. /TM de Au.*¹ Otra empresa es AURELIAN con 13.7 millones de onzas de Au, 22.4 millones de onzas de Ag,² ubicados en la provincia de Zamora que deberían ser explotados utilizando técnicas adecuadas para la seguridad del personal, medio ambiente y sobre todo generar recursos para ayudar a la comunidad dentro del área de influencia de los proyectos.

En el área de estudio en el frente de explotación se está minando los estribos que quedan del bloque de explotación, donde los resultados de laboratorio indican leyes del mineral de bajo valor inclusive menos de 1 g/ton. , paralelo a la explotación se franquea un crucero de exploración que se conectará a un nuevo bloque donde los trabajos de perforación y criterio de la empresa se pueden encontrar leyes de Au de 5 g/ton.

Con este nuevo frente de reservas se ampliará la vida de la mina; por tal motivo es necesario tener un sistema de explotación adecuado para evitar gastos innecesarios debido a un mal diseño de explotación como está sucediendo en el frente de minado actual, entre ellos existe una utilización exagerada de personal y el acarreo de mineral inadecuado; esto implica un elevado costo de minado. Por lo tanto se hace necesario estudiar nuevas alternativas y un método de explotación como recomienda la técnica minera y con este trabajo se fortalecerá la investigación minera, aportando

¹ (geologiaec.blogspot.com/2009/01)

² (geologiaec.blogspot.com/2009/01)

a la eficiencia, por esta razón se hace indispensable realizar y determinar el laboreo de mina en especial al sistema de explotación.

3.- Delimitación del tema

La concesión minera está localizada en la provincia del Oro, Cantón Santa Rosa, perteneciente a la parroquia de Torata, sector Cerro Pelado.

Esta investigación se basará en la evaluación del sistema de explotación actualmente utilizado y posteriormente se propondrán otros sistemas de explotación, teniendo en cuenta el tipo del yacimiento, propiedades físico - mecánicas de la roca, y la organización de las labores mineras que se realizan.

A partir de los resultados del estudio se pretende dar soluciones y mejoramiento del trabajo minero con el fin de obtener un sistema de explotación seguro y eficiente.

En el presente estudio se trabajará en una descripción detallada del sistema de explotación utilizado y en base a esto se determinará los métodos de explotación que garanticen una mayor seguridad y mayor rendimiento.

4.- Problemática

En nuestro país la minería de oro ha estado centrada mayormente en la provincia del Oro como es el caso de Portovelo, Zaruma y Ponce Enríquez provincia del Azuay, que ha contribuido y continúa contribuyendo al desarrollo del país.

En lo referente a la mina de la compañía AMLATMINAS, se lleva un control de las operaciones mineras tanto en perforación y voladura, ventilación, transporte de mineral para tener un rendimiento óptimo y de acuerdo a estos parámetros poder optimizar mejor el laboreo de mina. Las reservas probadas del bloque de explotación se están terminando, cabe la necesidad de buscar nuevas reservas para aumentar la vida útil de mina y diseñar un sistema de explotación adecuado.

La falta de reservas lleva acelerar los trabajos destinados a llegar a los frentes nuevos con reservas y leyes minerales rentables. Esto permite plantear el problema que aborda esta investigación como lo es la falta de tener el conocimiento de un

sistema de explotación para extracción y beneficio de mineral y aplicarla correctamente. Al no tener una planificación para seguir con la exploración y preparación de nuevos frentes de trabajo ha hecho que se tenga pocas reservas.

5.- Objetivos

5.1 Objetivo general

- Incrementar la producción mediante nuevos métodos de explotación y tecnificación de la mina

5.2 Objetivos específicos:

- Evaluar las operaciones mineras que se desarrollan, (sistema de explotación actual) en la mina de estudio.
- Identificar y evaluar los trabajos de mina
- Proponer el mejor Método de Explotación favorables para la extracción del mineral

CAPÍTULO I

UBICACIÓN

1.1 ANTECEDENTES

El Proyecto Guayabo inicia en 1968 cuando la compañía ECUABA solicita en concesión al Estado Ecuatoriano una gran extensión de terreno para llevar adelante prospección y exploración minera en esta área. Por un período de 20 años se desarrolla una etapa de exploración, la misma que culmina con el descubrimiento de estructuras mineralizadas como: Los Ingleses (fuera de Guayabo), Vetas de Antimonio en el Guayabo y la veta de Ecuaba al norte del campamento.

En el Guayabo el trabajo se limitó a desarrollar las estructuras, para lo cual se hicieron labores mineras subterráneas (túneles), las mismas que hasta la presente pueden ser visitadas. La producción se limitó a concentrados de antimonio y oro en vetas de cuarzo dentro de 800 metros de túnel. En 1984 mineros artesanales descubrieron la brecha de Cerro Pelado, en aquel tiempo fue un importante hallazgo minero donde se asentaron varias labores que fueron realizadas por pequeños mineros.

En 1988 la compañía minera Mizaña se hizo cargo del área, haciendo mapeo geológico y geoquímica de rocas, detectando anomalías de oro en superficie. Posteriormente la compañía Odín realizó en 1994 un jointventure (unión de riesgo), con la compañía minera Newmont. La compañía Newmont, invirtió un millón trescientos mil dólares en este jointventure; geoquímica de rocas y realizando 14 sondeos someros (hasta 300m) en todo el área, perforando 3245m.

En la época de los 90, las compañías Odín Mining Internacional Inc. y Newmont, realizaron campañas intensas de exploración en estas áreas concesionadas, con la finalidad de identificar y evaluar sitios de interés mineros, que mas adelante pudieran

ser explotados. Incluyendo trabajos exploratorios en todas las concesiones, realizaron trabajos tales como:

- Mapeo geológico
- Muestreos geoquímicos
- Trincheras
- Magnetometría
- Perforaciones.

Newmont abandona el proyecto en 1995 por no cumplir con sus expectativas. En 1996-1997 Odín perforó 4360m en 19 pozos someros sobre las anomalías detectadas por la primera fase de perforación.

Desde 1998 hasta 2004 la concesión de Odín pasó a manos de uno de sus técnicos Dr. Runfló Jahoda, quien en 2004 arrienda dicha concesión al Ing. Freddy Salazar; a la fecha es el único Operador Minero y se encuentra realizando actividades tendientes a la explotación de los frentes de Adriano y Ecuaba.

1.2 Importancia

La actividad minera es de suma importancia para el desarrollo de los pueblos si se maneja adecuadamente las regalías con acertada política de estado, a más de ello crea fuentes de trabajo para la comunidad e incentiva el sector comercial.

En el caso de la Parroquia Torata el Guayabo pueblos muy cercanos a la zona minera solo vivía de la agricultura y ganadería ahora se puede incrementar con otro sector productivo como es el caso de la minería.

Como concepto básico cada yacimiento es diferente tanto en su composición como la distribución de sus reservas, de acuerdo a esto se debe analizar cuál es la mejor alternativa tanto en su tratamiento metalúrgico como en el sistema de explotación.

El objetivo principal de la empresa es claro, deben manejar todos los procesos y alternativas posibles para ser eficientes y rentables, como se ha podido evidenciar es un yacimiento compuesto de oro y cobre según sondeos de exploración por empresas anteriormente exploradas.

1.3 EXTENSIÓN Y UBICACIÓN

Extensión: La concesión minera EL Guayabo tiene una extensión de 281 (ha.) continuas.

Ubicación: El área de estudio se encuentra al sur – oeste del país, en el sector de Cerro Pelado perteneciente a la parroquia de Torata en las estribaciones de la cordillera occidental de los Andes, donde se observa una topografía predominante y muy irregular con cotas que varían entre los 600 y 1200 msnm.

El Área de influencia del proyecto minero, se localizan dos poblados que en la actualidad se identifican en la categoría de sitios: El Guayabo y Sabayan, los mismos pertenecen a la parroquia Torata del cantón Santa Rosa. (Ver Mapa 1)

La concesión minera El Guayabo está localizada en:

Provincia: El Oro

Cantón: Santa Rosa

Parroquia: Torata

Sector: El Guayabo

Hoja topográfica: La avanzada escala, 1: 50000



Las coordenadas UTM de la concesión minera, referenciadas al DATUM PSAD- 56* y a la zona geográfica 17, son las siguientes:

Tabla 1. Coordenadas UTM del área el Guayabo

Punto	X(m E)	Y(m N)
PP	627,400	9,604,700
1	627,400	9,604,800
2	626,900	9,604,800
3	626,900	9,605,500
4	626,800	9,605,500
5	626,800	9,606,400
6	627,100	9,606,400
7	627,100	9,606,500
8	627,500	9,606,500
9	627,500	9,606,100
10	628,000	9,606,100
11	628,000	9,606,000
12	628,300	9,606,000
13	628,300	9,606,400
14	628,400	9,606,400
15	628,400	9,606,700
16	629,400	9,606,700
17	629,400	9,606,800
18	629,500	9,606,800
19	629,500	9,607,000
20	629,700	9,607,000
21	629,700	9,606,900
22	629,800	9,606,900
23	629,800	9,606,700
24	629,500	9,606,700
25	629,500	9,606,600
26	629,200	9,606,600
27	629,200	9,606,200
28	629,300	9,606,200
29	629,300	9,606,800

1.4 ACCESO

Desde la ciudad de Machala se avanza con dirección a Santa Rosa, Pinas hasta llegar a Torata, en un tiempo aproximado de 40 minutos, para ingresar por una entrada de vía regular lastrada en dirección noreste hasta llegar a la población del Guayabo en 10 minutos de recorrido. Desde allí comenzamos un recorrido ascendente pasando por el campamento Ecuaba y hasta llegar a la propiedad del Sr. Tinoco, desde la entrada se recorre 500 hasta la bocamina, ubicada en las coordenadas 629.900 Este y 9605.580 Norte.

La vía de primer orden conocido como carretera Machala - Santa Rosa y la de segundo orden Santa Rosa – Torata que comunican a la mina, La de longitud de vía de ingreso hasta la mina es de permanente mantenimiento.

Internamente existe una vía de acceso principal angosta de 3 m que conduce hacia el campamento de el Guayabo y de allí hacia la plataforma de la mina a una distancia de 300 m hasta el frente Ecuaba; siguiendo la misma carretera unos 3.4 Km metros hacia arriba se llega al frente Adriano, sitio del proyecto.



Figura N° 1 – Acceso al sector
Fuente: Archivo de la Empresa

1.5 RASGOS TOPOGRÁFICOS E HIDROGRÁFICOS

RASGOS TOPOGRÁFICOS

El sector se caracteriza por tener colinas con cimas semiplanas, de relieve pronunciado y disectado por fracturamientos y fallas de dirección preferencial NW – SE, cubiertas en su mayor parte por vegetación secundaria y pastizales. (Ver Figura 2)

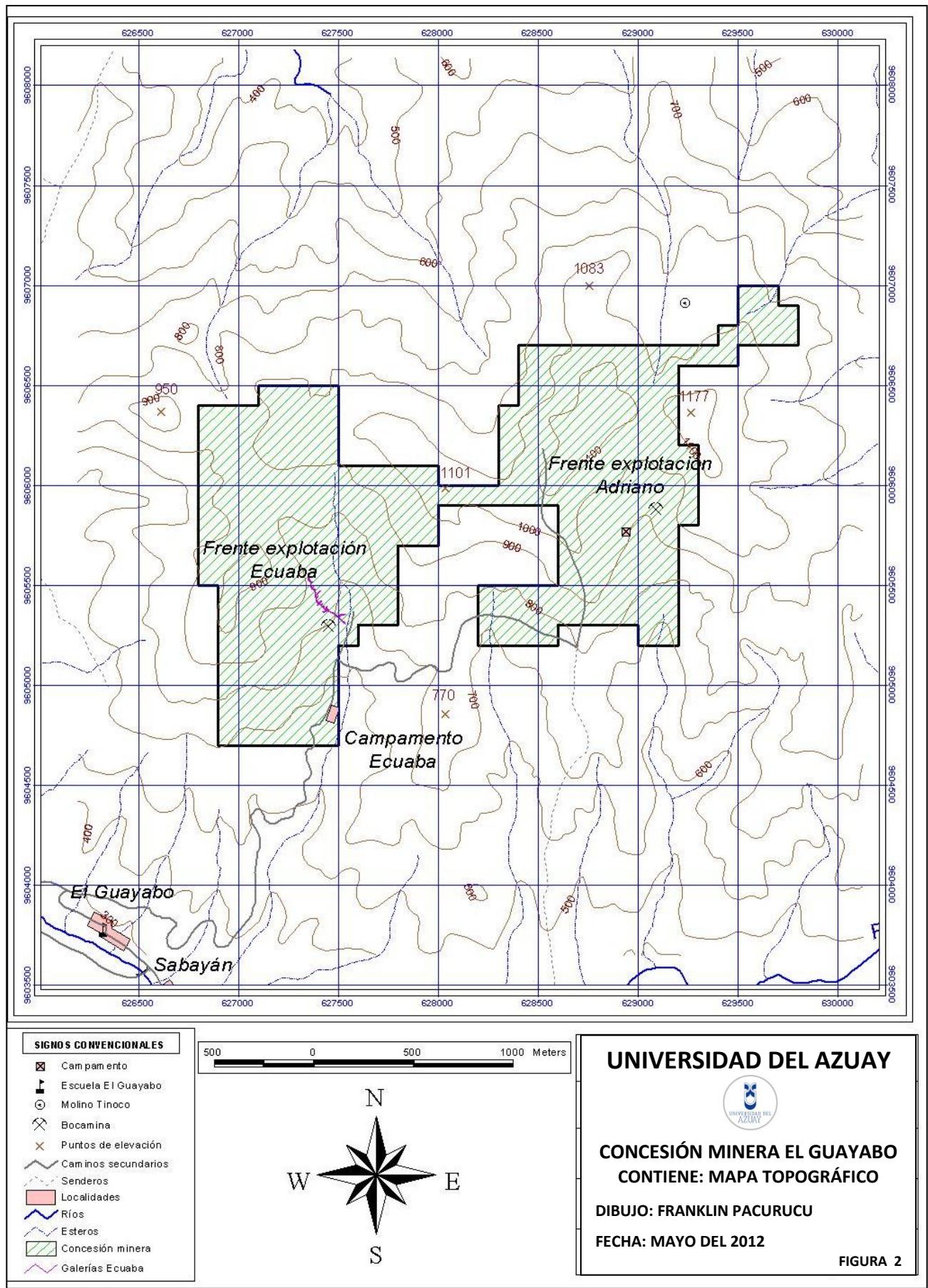
Rasgos Hidrográficos

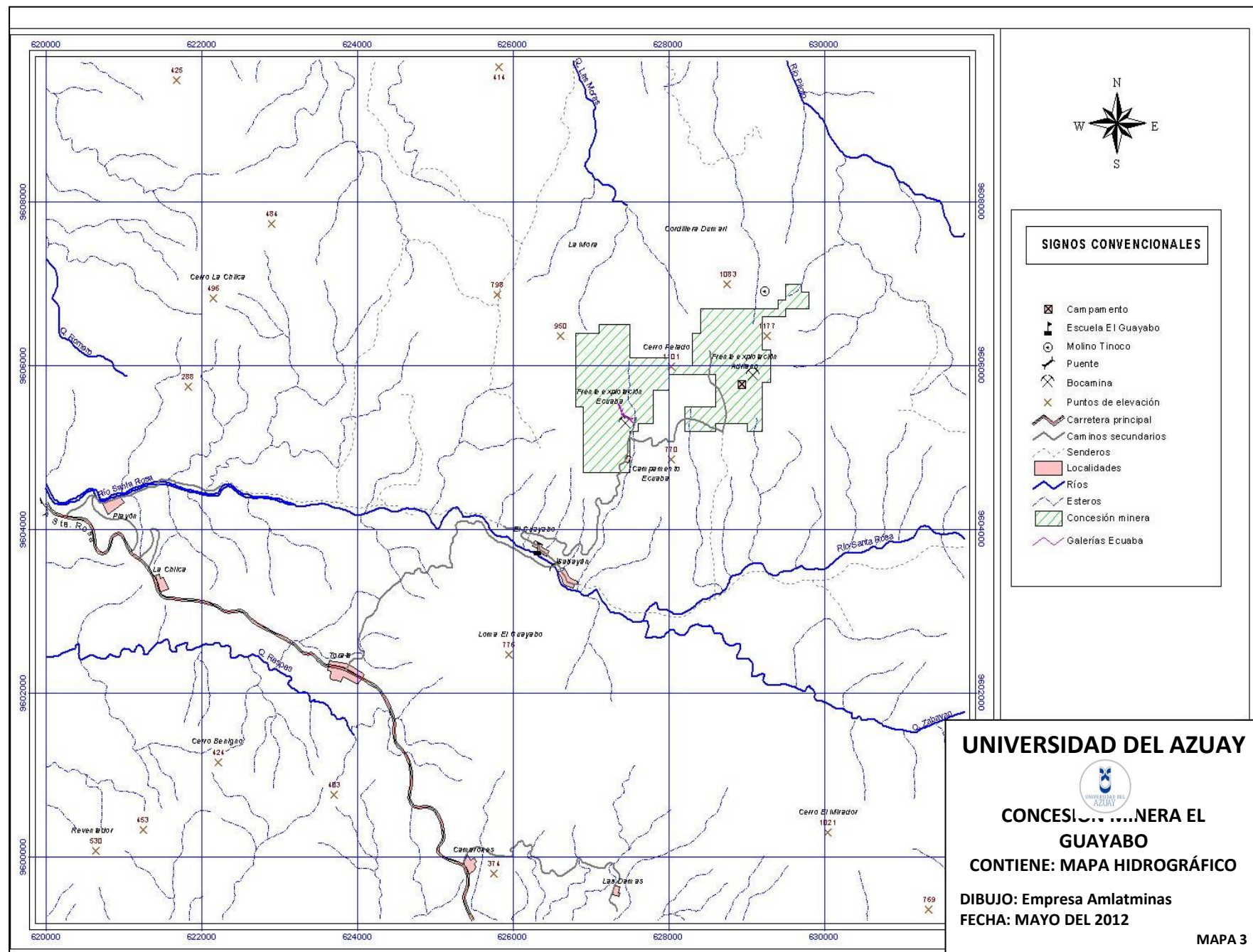
El área de estudio abarca dos sub cuencas principales

1. Sub-cuenca del río Santa Rosa que recoge las aguas de las quebradas en dirección norte-sur y desemboca en el océano Pacífico. En el área de interés el río Santa Rosa, corre entre la loma de el Guayabo y cerro Pelado, donde se encuentra ubicada el área de influencia directa del proyecto.
2. Sub-cuenca del río Bayron de menor tamaño, recoge las aguas de las quebradas en dirección sur norte y se alimenta principalmente de las aguas del río Piloto dirigiéndose hacia la desembocadura del Océano Pacífico.

La hidrografía es numerosa formada por los ríos Buena vista, Santa Rosa, Palenque; Raspas; Los esteros Pital, Guajabal, El Palmar; Pomarosa, Culebrero, Zapato, Pedregal y la Laguna Tembladera.

El flujo de agua en este curso es permanente pero en época de verano disminuye considerablemente algunas veces incluso a secarse, en épocas de invierno cuando llueve aumenta su caudal considerablemente e incluso provocando destrozo de la vía y derrumbes. (Ver Mapa 3)





1.6 CLIMA

El área de estudio presenta un relieve irregular con pendientes moderadas y fuertes, el clima es cálido húmedo, una estación seca que va desde Junio a Noviembre y lluviosa desde Diciembre hasta Mayo, el área está cubierta por pastizales para cría de ganado vacuno, aunque es posible ver en ciertos sectores remanentes de bosque subtropical secundario.

Presenta temperaturas medias de 23,9 grados centígrados las temperaturas más bajas se presentan en los meses de Julio a Agosto alcanzan valores de hasta 22,9 grados centígrados, las temperaturas más altas se presentan en los meses de Octubre Diciembre llegando a sobrepasar los 24 grados centígrados. (Fuente E.I.A de la Empresa)

La precipitación promedio multianual es de 855,7 mm. El clima se caracteriza por presentar una temporada invernal bien definida durante los meses de Enero a Abril y una temporada seca entre los meses de Mayo a Diciembre. (Fuente E.I.A de la Empresa)

1.7 Infraestructura

El proyecto el Guayabo se ha implementado dos campamentos uno a 500 metros de la mina Ecuaba, el mismo que se encuentra previsto de oficinas, bodegas, dormitorios, baterías sanitarias, cocina comedor y otras instalaciones necesarias para la logística del trabajo de explotación en la mina y el segundo campamento a 250 metros del proyecto Adriano contando con dormitorios, comedor, baterías sanitarias. Vista del campamento (ver figura N° 4)

1.7.1 Servicios básicos

- El campamento para el desarrollo de las operaciones mineras cuenta con agua.
- Energía eléctrica obtenida por un generador de 65 kw de potencia.
- Telefonía móvil.
- Pozo séptico.
- Recolección de basura.



Figura N° 4 – Campamento base
Fuente: Archivo de la Empresa

1.8 Mano de obra

La actividad económica de los pobladores esta direccionada principalmente en la producción y comercialización de ganado vacuno y la agricultura. La mano de obra para el sector minero que se emplea tanto para la empresa como para la pequeña minería es generalmente de los sectores aledaños a las aéreas de explotación como son:

El Guayabo, Torata y Sabayan, Bella María, pero a más de esto cuentan con personal que proviene de otros sectores más alejados que tienen experiencia en la actividad minera con son sectores de Zhumiral (Distrito minero se San Gerardo) de la Provincia del Azuay, Ponce Enríquez y un viejo distrito minero con son las zonas de Portovelo y Zaruma.

1.9 Conclusiones del Capítulo I

El área de estudio está localizado al sur – oeste del país, en el sector de Cerro Pelado, pertenece a la parroquia Torata, Cantón Santa Rosa, Provincia El Oro, el proyecto cuenta con toda la infraestructura necesaria tiene un campamento con

dormitorios, cocina, baterías sanitarias, que son adecuados para el desarrollo de la actividad minera.

La concesión minera tiene una área de 281 (ha), para llegar al proyecto desde la ciudad de Machala se avanza con dirección a Santa Rosa, Piñas hasta llegar a Torata y luego pasando por el Guayabo.

El sector se caracteriza por tener colinas con cimas semiplanos, de relieve pronunciado tiene un clima cálido húmedo, para la operación del proyecto se contrata personal del sector y sectores mineros como Portovelo, Ponce Enríquez, San Gerardo.

CAPITULO II

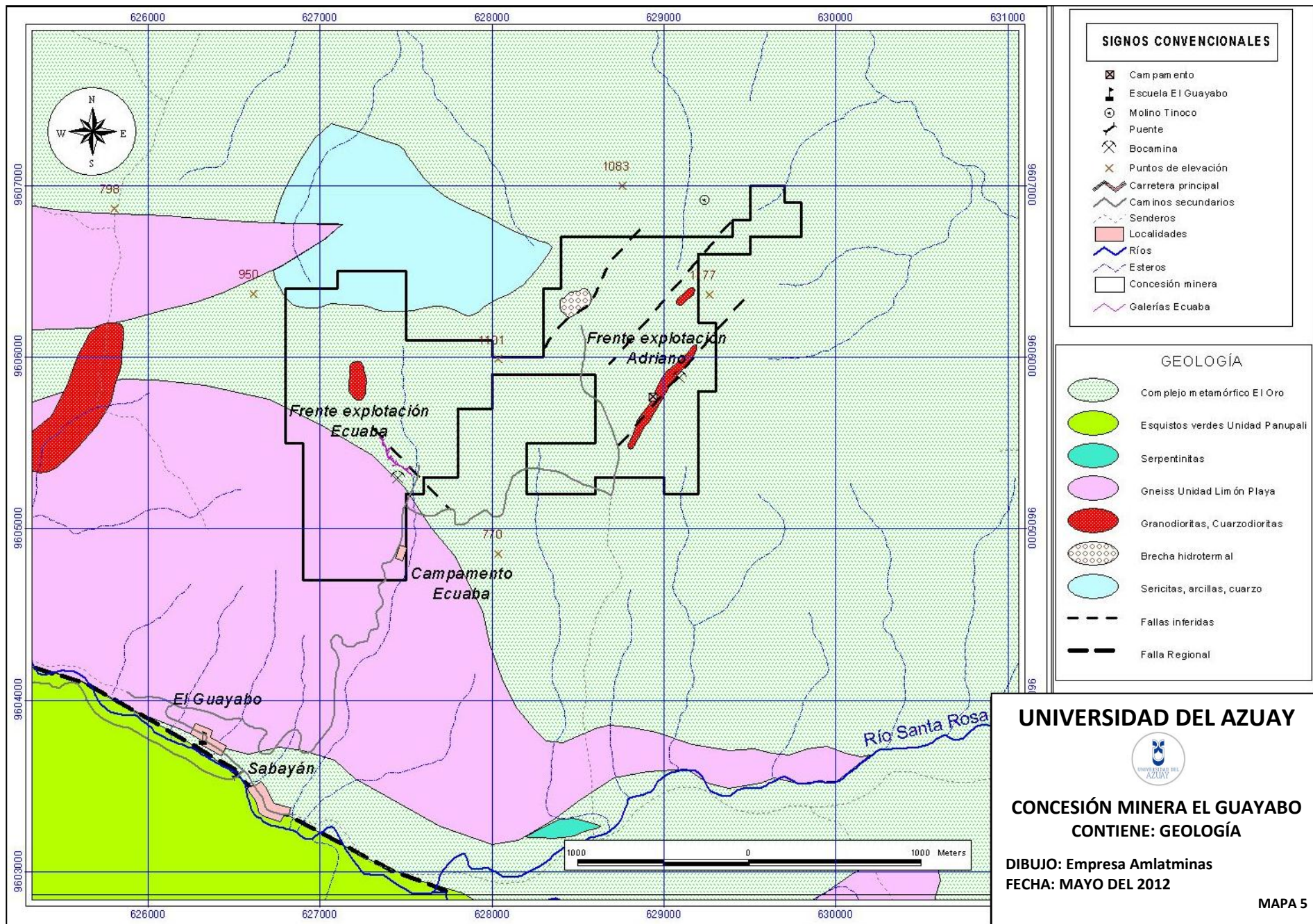
MARCO GEOLÓGICO Y CARACTERÍSTICAS TÉCNICO-MINERAS DEL YACIMIENTO

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL

El área minera se encuentra al suroeste del Ecuador, en la provincia del Oro, en la zona geológica denominada complejo metamórfico El Oro. El complejo metamórfico El Oro probablemente subyace en la mayor parte del sector, cuyas rocas aunque extensamente ocultas por rocas volcánicas más jóvenes al NE del sistema de fallas Jubones, ocurren en ventanas erosiónales, tales como San Pablo de Cebadas, Manú y el río San Luis.

Las rocas más antiguas del área son meta sedimentos pre-cretácicos del complejo metamórfico del Oro. Este complejo metamórfico ha sido clasificado en sub-provincia I y sub-provincia II, según British Geological Survey, delimitando por fallas Este- Oeste Sajon-Naranjo (Pinas - Portovelo).

El cinturón metamórfico de El Oro consiste en trends lito estructurales este- oeste en un terreno acresionado, cuyos rumbos preferenciales contrastan con los rumbos NNE-SSW de la Cordillera Real observados inmediatamente al este del complejo. (Ver Figura 5)



Existe una gran variedad de rocas desde rocas sin metamorfismo hasta rocas con alto grado de metamorfismo pasando por todos los términos intermedios de presión y temperatura. El complejo también tiene esquistos azules que son raras en la parte norte de los Andes.

El complejo se limita parcialmente por fallas dextrales al norte por la falla Guayabal y al sur por sedimentos Cretácicos de la cuenca de Alamor. El área en estudio se encuentra en la sub-provincia II.

2.2 GEOLOGÍA LOCAL CERRO PELADO

En esta área se identificó un trend estructural de mineralización con dirección N 45 E (brechas tectónicas e hidrotermales a lo largo de los contactos entre gneis e intrusivos dioríticos con alteraciones cuarzo- sericitica, pirita, calcopirita, pirrotina y arsenopirita)

Frente Adriano

Se caracteriza por tener una mineralización en brechas, de composición dacítica-curcítica, dentro de una zona de alteración cuarzo- sericitica con presencia de microvetillas de cuarzo-carbonatos-sulfuros.

La distribución de la mineralización es compleja debido a los sitios por los que pasaron los flujos mineralizantes, produciendo zonas de bajo y alto grado de enriquecimiento, pero que son fácilmente identificados durante la explotación. (Ver Mapa 6)

Litológicamente se encuentra dentro del complejo Melange Palenque, existe una BLACK BRECHA, ubicada a 200 metros al sur de cerro Pelado tiene un cuerpo de 30 por 70 metros con un rumbo NE e intersección de fallas NS. La zona BLACK BRECHA tiene texturas muy claras de poder explosivo como fragmentos angulares a redondeadas con matriz de sílice y turmalina. Contiene drusas centimétricas de cuarzo pirita y calcopirita diseminada.

2.3 TIPO DE YACIMIENTO

Las principales características de este yacimiento son las siguientes.

- Rocas encajantes con brechas dacíticas consolidadas (roca de caja estable).
- Mineral formado brechas dacíticas con alteración estable.
- Inclinación del cuerpo mineral vertical.
- Cuerpo del mineral de forma tabular con 15 metros de diámetro.
- Distribución compleja del mineral pero identificable en la operación.

Son de origen hidrotermal formados a profundidades someras y a bajas temperaturas, dentro los 900 metros, entre las temperaturas de 50-200°C. la mayoría están en forma de rellenos de filón, fisuras irregulares ramificadas, stockworks o chimeneas de brecha, el re-emplazamiento se reconoce en muchas de las menas, pero son más frecuentes los rellenos de espacios abiertos y en algunos yacimientos son la forma dominante de emplazamiento. las cavidades de drusas, estructuras en peine, crustificaciones y el bandeado simétrico son generalmente observables. las fisuras tienen una conexión directa con la superficie permitiendo que los fluidos mineralizantes fluyan con relativa facilidad, existen cerca algunas fuentes termales, texturas coloformes, de temperatura moderada y la libre circulación.

Estos pueden estar relacionados con cuerpos intrusivos que si los hay (tipo granodiorítico), de posible asentamiento profundo, la mayoría de las menas son volcánicas, estas rocas están muy alteradas, con porosidad alta, que permite alterar la roca encajante, los principales son la clorita, sericita, alunita, ceolitas, arcillas, adularias, sílice y prita; la clorita es el patrón de este tipo de yacimiento

2.4 RESERVAS Y CONTENIDO DE MINERAL

2.4.1 RESERVAS

Se denomina reserva mineral a la cantidad de suelo útil comprendida dentro de la parte estudiada del yacimiento en las condiciones económicas y técnicas del momento.

A nivel de un yacimiento en explotación, las reservas son normalmente expresadas en categorías de certeza decreciente: reservas probadas, reservas probables y reservas posibles.

Para iniciar el proyecto Adriano se tomó en cuenta los trabajos realizados por los pequeños mineros en la década de los 80 donde se descubrieron en el sector de cerro pelado importantes anomalías encontrándose vetas con altas leyes de oro por lo cual dio lugar a un gran asentamiento minero y también se consideró los estudios realizados por compañías extranjeras en la década de los 90 como es el caso de Odín y Newmont se conto con datos de los testigos los cuales se obtuvo de los sondajes realizados en las zonas de interés. En la figura N° 7 se observa dos perforaciones realizadas.



Figura N° 7 – Perforaciones realizadas

Fuente: Archivo de la Empresa

Se tiene datos de los testigos de perforación GY está ubicado en el primer bloque de explotación y JDH-9 ubicado en el sector de cerro pelado obteniéndose leyes de cobre, oro, plata, con estos datos de los sondajes de perforación son los que influyen para tomar la decisión de abrir la mina. A mas de ello se tiene trabajos anteriormente realizados por pequeña minería donde en ese momento se exploto oro con leyes altas (sector cerro Pelado), de acuerdo a algunas investigaciones realizadas a pequeños mineros que trabajaron en esa época donde se dio un boom minero.

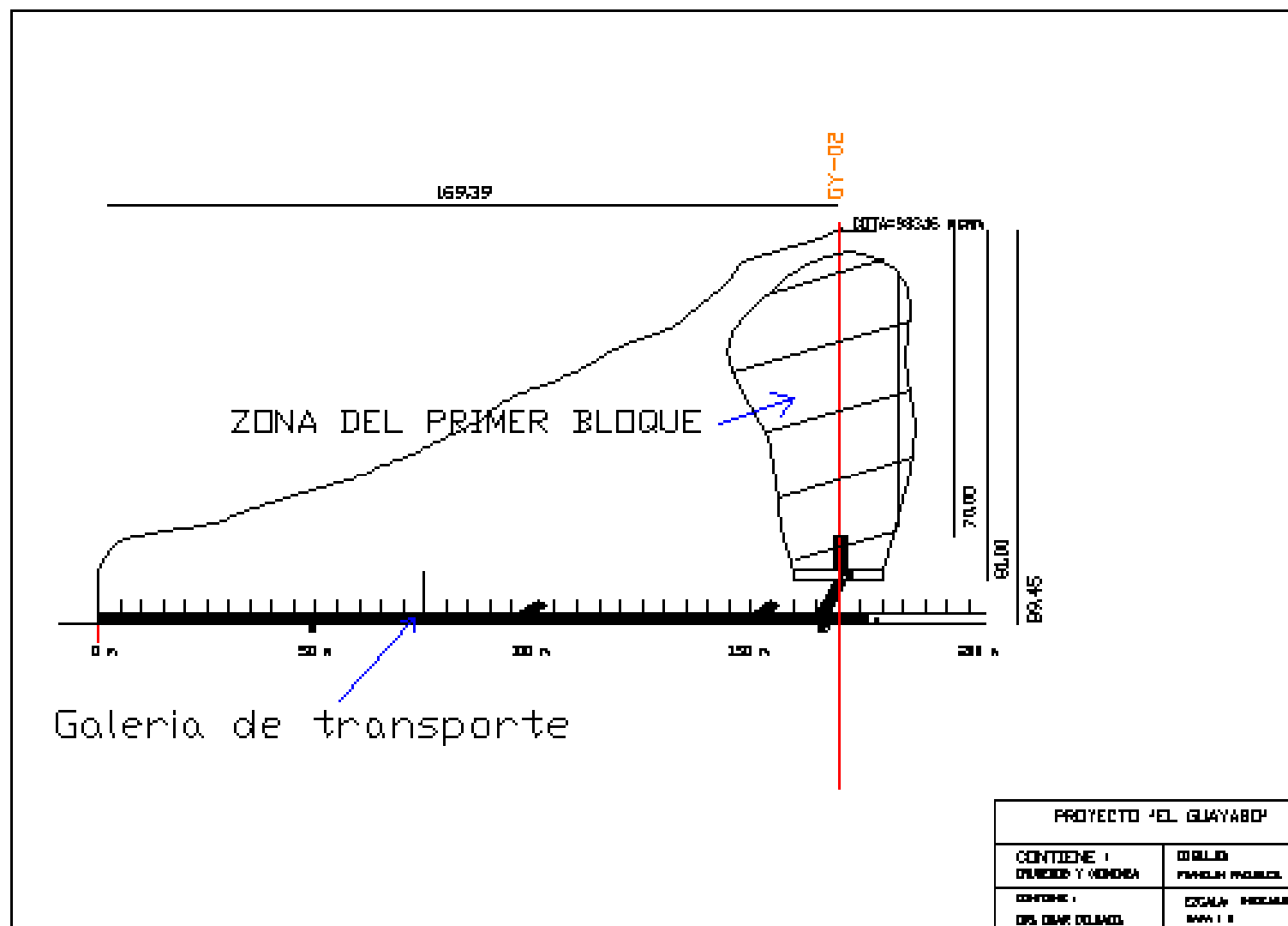


Figura N° 8 – Trabajos de pequeños mineros en la década de los 80.
Fuente: Archivo de la Empresa



Figura N° 9 – Vista actual del sector Cerro Pelado.
Fuente: Archivo de la Empresa

Las reservas en este caso son probables porque la malla de espaciamiento no es muy estrecha. Las perforaciones fueron aleatorias, especialmente en la parte baja del sector de cerro pelado en donde se dirigió un crucero en estéril para llegar a tal objetivo del segundo bloque.



Las reservas tienen que ser probadas para realizar un sistema de explotación de acuerdo a la técnica minera.

La mina Adriano tenía como objetivo atacar dos frentes el primero ubicado a 180 metros de la bocamina reservas probables, debido a un solo dato de sondaje que anteriormente realizaron las empresas Odín y Newmont dedicadas a la exploración y se complementó con el laboreo de mina realizada por la actual empresa realizando una fase de exploración y explotación simultaneo. (Ver Figura 10)

El primer bloque era el que se trabajaba en la fase de explotación las 24 horas por cumplir una meta de producción el propósito mantener la planta de beneficio en total eficiencia y no tener paros por falta de material objetivo que a veces no se cumplía debido a problemas en la explotación. En el primer bloque prácticamente las reservas se están terminando y esto hace a que la empresa apunte a otro frente para elevar la producción.

Reservas probadas

De acuerdo a las dimensiones del cuerpo. Altura = 29 m y un radio de 7,5 m y resultados de los valores, tanto de la perforación como en muestreos de chips, realizados durante el franqueo de galerías, se estima una, ley media de Au = 8,46 g/ton.

$$AREA = \pi \times r^2$$

$$\text{Área} = (3,1416) \times (7,5)^2$$

$$\text{Área} = 176 \text{ m}^2$$

DONDE:

π = Constante igual a 3,1416

r = radio

$$\text{Volúmen} = \text{Área} \times \text{altura}$$

$$\text{Volúmen} = 176 \times 29$$

$$\text{Volúmen} = 5125 \text{ m}^3$$

$$\text{Densidad de la roca en este depósito} = 2,5 \text{ g/cm}^3$$

$$\text{Reservas probadas} = 5125 \times 2,5$$

Reservas probadas 12812 ton.

Ley media 8,46 g/ton.

Total reservas de Au 108393g

Total reservas en onza troy = 3485,3

Vida útil de la mina (Vu)

Producción/ día = 68 ton./día

Turnos /día = 3

Días mes efectivo = 30

Producción mensual = 2040 ton/mes

$V_u = 12812 / 2040$

$V_u = 6$ meses

Estas eran las reservas donde se podía tener una utilidad, reservas con un tiempo de vida útil de 6 meses, pero el tiempo se alargó debido a que se realizó una exploración más extensa cerca del área de reservas probadas encontrándose varias leyes a veces tan bajas que al momento de minar los frentes de explotación diluían las leyes porque este yacimiento no era homogéneo, se tenía que en una voladura estaba una ley rentable y a la siguiente voladura las leyes cambiaban drásticamente las leyes y si no se tenía el cuidado respectivo se mezclaba el material.

Con la urgencia de encontrar nuevas reservas se realiza un cruceo en estéril con dirección hasta un nuevo objetivo llegar justo a la parte baja del sector de cerro pelado donde en la parte superficial tubo excelentes valores.

Para este fin también se cuenta con el dato de un sondeo del pozo JDH-9 donde se muestra una ley interesante, y con esta información el departamento de geología de la empresa Amlatminas realiza una interpretación y proyecta la veta que se encuentra en superficie donde trabajaron los pequeños mineros hasta el valor del sondeo JDH – 9 llegando a tomar la decisión de que es un proyecto viable. (Ver Figura 11) también podemos apreciar los cuadros con datos de los sondeos realizados por las empresas que en aquel tiempo se encontraban en exploración.

Tabla 2. Sondajes realizados en el sector de Cerro Pelado

UBICACIÓN Y CARACTERISTICAS GENERALES DE POZOS EL GUAYABO										
POZO	EQUIPO	COORDENADAS		COTA	AZIMUT	INCLIN.	PROF. DE MEDIDA	PROF. TOTAL	FECHA	
		ESTE	NORTE						INICIO	TERMINO
GY-01	UDR-650	628928	9605517	839,01	0	0		249,2	02-Oct-96	08-Oct-96
					0	-90	0			
					141	-88	242			
					145	-89	100			
GY-02	LONGYEAR	629171	9606025	983,16	0	-90	0	272,9	06-Oct-96	13-Oct-96
					280	-89	266,9			
					285	-85	140			
					282	-91	146			
GY-03	UDR-650	629041	9606312	1063,37	305	-60	0	295,94	10-Oct-96	17-Oct-96
					305	-60	295			
					305,5	-61	200			
					302	-60	100			
GY-04	LONGYEAR	629041	9606312	983,2	0	-60	0	172,21	13-Oct-96	17-Oct-96
					125	-60	160			
					126	-61	60			
					124					
GY-05	UDR-650	629171	9606025	989,87	144	-60	0	258,27	18-Oct-96	26-Oct-96
					145	-60	90			
					142,2	-60	170			
					144,5	-60	255			
GY-06	LONGYEAR	628509	9606405	983,11	305	-60	0	101,94	20-Oct-96	22-Oct-96
					301,5	-59	100			
					301,5	-59	50			
					0					
GY-07	LONGYEAR	629170	9606025	983,16	305	-75	0	127	22-Oct-96	25-Oct-96
					300,5	-75	126			
					301,5	-75	126			
					301,5	-75	70			
GY-08	LONGYEAR	629170	9606025	989,86	145	-75	0	312,32	28-Oct-96	30-Oct-96
					147	-73	310			
					142	-73	200			
					142	-71	100			
GY-09	LONGYEAR	628508	9606405	983,22	45	-75	0	166,25	27-Oct-96	29-Oct-96
					47	-75	160			
					45	-75	100			
					44	-75	50			
GY-10	LONGYEAR	629171	9606025	983,12	225	-75	0	194,47	30-Oct-96	02-Nov-96
					226	-74	194			
					224	-74	100			
					224	-75	50			

CONTINUACIÓN										
POZO	EQUIPO	COORDENADAS		COTA	AZIMUT	INCLIN.	PROF. DE MEDIDA	PROF. TOTAL	FECHA	
		ESTE	NORTE						INICIO	TERMINO
				msnm			m	m		
GY-11	UDR-650	628507	9606405	989	160	-60	0	241,57	30-Oct-96	02-Nov-96
					161	-62	240			
					162	-62	150			
					161	-62	102			
GY-12	LONGYEAR	629087	9606035	996	225	-60	0	255,7	01-Nov-96	06-Nov-96
					127,5	-61	250			
					126	-61,5	200			
					126	-61,5	100			
GY-13	LONGYEAR	629242	9605975	997	320	-65	0	340,86	17-Jun-97	27-Jun-97
					319,5	-65	100			
					321,5	-66	200			
					323,5	-67	340			
GY-14	LONGYEAR	629242	9605975	997	320	-75	0	309,14	29-Jun-97	05-Jul-97
					318	-75	100			
					318	-75	200			
					317	-76	300			
GY-15	LONGYEAR	629194	9605912	977	320	-60	0	251,07	06-Jul-97	01-Jul-97
					318,5	-61	100			
					318,5	-61	200			
					318,5	-61	251			
GY-16	LONGYEAR	629285	9606044	1036,9	320	-60	0	195,73	14-Jul-97	18-Jul-97
					319,5	-60	80			
					321,5	-60	100			
					322,5	-61	140			
GY-17	LONGYEAR	629122	9606058	1029	125	-82	0	280,04	19-Jul-97	24-Jul-97
					125,5	-82	100			
					125,5	-82	200			
					127,5	-82	280			
GY-18	LONGYEAR	628993	9606035	977,2	0	0	0	160,35	25-Jul-97	30-Jul-97
					140	-60	100			
					138	-60	160,35			
					139	-61	160,35			
GY-19	LONGYEAR	629087	9606034	977,3	45	-53	0	175,41	31-Jul-97	04-Ago-97
					45	-53	50			
					45	-54	100			
					46	-55	175,41			

Tabla 3. Perforaciones que realizo la Compañía Newmont

CUADRO DE UBICACIÓN POZOS NEWMONT								
POZO	EQUIPO	COORDENADAS		COTA msnm	AZIMUT	INCLIN.	PROF. DE MEDIDA m	PROF. TOTAL m
		ESTE	NORTE					
JDH-01	SIN	627185	9606463	933,47	280	-60	0	236,89
					275	-61	118,9	
					273	-62	236,89	
JDH-02	SIN	627260	9606353	921,56	280	-45	0	257,62
					281	-45	257,15	
JDH-03	SIN	627191	9606200	952,82	280	-45	0	260,97
					283	-45	131,09	
					283	-45	260,97	
JDH-04		627429	9606324	933,8	280	-45	0	219
JDH-05	SIN	627755	9606248	1066,24	280	-45	0	210,37
					276	-46	11,28	
					277	-49	100,6	
JDH-06	SIN	628356	9606416	911,58	275	-51	207,32	302,74
					150	-45	0	
					146	-45	39,33	
JDH-07	SIN	628356	9606416	911,58	145	-47	124,7	105,79
					146	-47	204	
					150	-75	0	
JDH-08	SIN	628356	9606416	911,58	150	-60	0	352,74
					151	-63	38,72	
					154	-65	142,38	
JDH-09	SIN	628507	9606408	990,18	157	-66	242,98	256,7
					158	-67	346,65	
					150	-45	0	
JDH-10	SIN	628897	9606813	985,6	145	-44	103	221,64
					270	-45	0	
JDH-11	SIN	628878	9606674	1081,96	269	-46	127,13	217,99
					270	-45	0	
					269	-49	118,9	
JDH-12	SIN	629684	9606765	993,45	269	-49	213,41	124,08
					150	-60	0	
JDH-13	SIN	629122	9606058	1020,98	145	-62	121,03	239,33
					125	-60	0	
					123	-61	117,38	
JDH-14	SIN	628897	9605562	852,59	124	-62	236,28	239,32
					90	-45	0	
					85	-47	120,42	
					87	-44	236,28	

2.5 PESO ESPECÍFICO

Se denomina peso específico de una roca a la relación que existe entre su peso y el volumen que ocupan sus partes sólidas o esqueleto.

La magnitud del peso específico se puede determinar mediante la siguiente fórmula:

$$\text{Donde: } P_m = \frac{G}{V_s}$$

P_m – Peso Específico de la roca de mineral; g/cm^3

G _ Peso de la muestra ; g

V_s _ Volumen que ocupa La parte sólida ; cm^3

P_m _2,5.....

Para determinarlo se utiliza el Picnómetro, que es un instrumento graduado con el que se puede pesar un volumen de un sólido o líquido con mucha exactitud para este análisis de peso específico se procede de la siguiente manera.

Materiales

- Picnómetro
- Balanza Analítica
- Muestras
- Líquido (Diesel)

Procedimiento

- Se pesa el Picnómetro vacío, el cual debe estar seco y limpio. Se lo denominará con las letras P_p
- Se pesa el Picnómetro más la muestra $P_p + m$
- Se pesa el Picnómetro más la muestra, más el líquido aforado $P_p + m + \text{líquido (diesel)}$
- Se pesa el Picnómetro más el líquido $P_p + \text{líquido}$

2.6 PESO VOLUMÉTRICO

Se le define peso volumétrico de una roca a la relación que existe entre su peso y el volumen que ocupa, o sea:

$$\gamma_m = \frac{G}{V}$$

Donde:

γ_m - Peso volumétrico de la roca mineral; g/ cm³

V - volumen de la muestra ensayada; cm³

$\gamma_m = 2.4$

2.7 ESTRUCTURA FÍSICA DEL MINERAL

Los minerales de ganga son cuarzo, calcedonia, adularia, calcita, dolomita, rodocrosita, baritina y florita. Los minerales de mena característicos de estos yacimientos son los sulfoantimoniuros y sulfoarseniuros de plata, ejemplo estibinita.

2.8 DUREZA

La dureza es la propiedad o característica de un material o mineral que tiene que oponerse a ser rayado por un objeto. Como por ejemplo el cuarzo no se puede rayar al diamante. Ya que el diamante es el mineral más duro que existe sobre la superficie de exfoliación del mineral, que se puede decir que es la zona de debilidad estructural.

Por esta razón Mohs elaboró un nivel de escala con la cual se puede clasificar la dureza de un mineral, está representado por 10 minerales conocidos, otra clasificación más simple y práctica es la siguiente y se les puede denominar como dureza muy baja, dureza baja, dureza media y por último dureza alta.

Tabla 4. Escala de Mohs, dureza de los minerales
Fuente: es. Wikipedia. Org/wiki/ escalas_de_dureza-48k

Escala de Mohs, dureza de los minerales		
DUREZA	Mineral	Equivalente diario
10	Diamante	Diamante sintético
9	Corindón	Rubí
8	Topacio	Papel abrasivo
7	Cuarzo	Cuchillo de acero
6	Ortoclasa/feldespato	Cortaplumas
5	Apatito	Vidrio
4	Fluorita	Clavo de hierro
3	Calcita	Moneda de bronce
2	Yeso	Una de dedo
1	Talco	Polvo de talcos

La escala va desde 1 hasta 10. El diamante se encuentra en lo más alto de la escala con una dureza de 10, El talco es el más blando con una dureza de 1 puede utilizar minerales de los que se conoce su dureza para determinar la dureza de cualquier otro mineral. Un mineral de cierta dureza rallara a otro mineral de dureza inferior.

Por ejemplo con la uña del dedo (2) se puede rallar un mineral de talco (1) o con un pedazo de vidrio de 5 mm (5) se puede rallar un mineral de calcita (3) o fluorita (4)

Para aplicar la escala de dureza, se puede intentar rallar la superficie de una muestra de mineral desconocido con una muestra de un mineral de dureza conocida que se encuentra en una escala (estas son muestras conocidas). Si la muestra desconocida no se puede rallar con un trozo de calcita (3) pero sí puede rallar con un trozo de fluorita (4), entonces su dureza está entre 3 y 4.

Para aplicar la escala de dureza, se puede intentar rallar la superficie de una muestra de mineral desconocido con una muestra de un mineral de dureza conocida que se encuentra en una escala (estas son muestras conocidas). Si la muestra desconocida no se puede rallar con un trozo de calcita (3) pero sí puede rallar con un trozo de fluorita (4), entonces su dureza está entre 3 y 4.

2.9 CONCLUSIONES DEL CAPÍTULO II

Este proyecto se halla dentro del cinturón Metamórfico del Oro, Este cinturón metamórfico consiste en trend estructurales Este – Oeste. Existe gran variedad de rocas desde rocas sin Metamorfismo hasta rocas con alto grado de Metamorfismo.

Dentro de la geología local se encuentra dentro del Complejo Melange Palenge. El yacimiento puede clasificarme como un yacimiento Epitermal, la mineralización es terciaria. Tiene una BLACK BRECHA un cuerpo de 30 por 70 metros.

Según datos la reserva del primer bloque está terminada y se avanza a otro bloque más adelante según los datos de perforaciones. Sin tener reservas probadas.

CAPÍTULO III

SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN

3. SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN, ANTECEDENTES

La explotación subterránea de yacimientos metálicos es más antigua que la del carbón. Numerosos metales como oro, plata, hierro, cobre, plomo, mercurio, etc., han, tenido importancia capital en antiguas civilizaciones, el aprovisionamiento de estas materias primas era la mayor preocupación del hombre andino.

La existencia de un yacimiento metálico bastaba para empezar el laboreo, aun no siendo conocido el concepto de yacimiento económicamente explotable. La rentabilidad carecía de importancia frente a la posesión del mineral explotable.

No es de extrañar que al nacer el laboreo de minas en estas condiciones, nacieran numerosos métodos para ponerlo en práctica, gracias al ingenio de aquellos hombres que, al crear la minería iniciaron el método de explotación.

3.1 DESCRIPCION DEL SISTEMA ACTUAL

Para poder evaluar el sistema de trabajo se tomó visitas de campo y analizaremos los siguientes subprocesos:

- Sistema de Explotación Actual
- Perforación
- Ventilación
- Carga y transporte

Sistema de explotación

En el proyecto Adriano desde el comienzo no se tuvo en cuenta las reservas con un cierto grado de certeza y por ende no se realizó una planificación ni mucho menos diseñar un sistema de explotación.

La empresa Amlatminas empieza las labores con el proyecto Adriano trazándose como primer objetivo llegar al primer bloque mineralizado teniendo como dato un testigo de perforación y así empieza la construcción de la galería exploratoria de 180 metros con dirección al primer bloque.

Cuando empiezan las labores de exploración con el franqueo de la galería principal la misma que será utilizada para el transporte de los minerales rentables y estéril se observó pequeñas vetillas y brechas con sulfuros hasta llegar al objetivo principal.

Al realizar el diagnóstico de la mina en el frente de labores es evidente observar el trabajo que se ha realizado en la mina Adriano, constatando que no se tiene una planificación para el desarrollo de los trabajos de minado.

Al momento que se llega al primer bloque mineralizado se realiza trabajos de cruceros para explorar alrededor del testigo y poder probar reservas. Se construye un subnivel para desde allí empezar el minado a partir de allí el laboreo se realizó en forma ascendente. Explotando el mineral de más alta ley.

Con esta fase de fase de exploración y explotación simultaneo se fue minando en el primer bloque recién allí en los trabajo de minado se fue conociendo con más certeza la distribución de las reservas para entonces ya se había dejado pilares de seguridad rentables que se podían recuperar, sin duda debido a no tener en cuenta ni definido claramente identificado el yacimiento y por ende no tener claro las reservas simplemente van hacia los puntos de perforación con datos puntuales teniendo solamente reservas posibles.

Cuando se mina en el primer bloque tenían la presión de la planta de beneficio de minerales que debería cumplir por lo menos 70 toneladas/día de mineral para que la

planta no para la operación, esto conlleva a producir mineral de baja ley diluyendo el mineral, todo esto por la falta de planificación



Figura N.- 12 Trabajo realizado en el interior de la mina
Fuente: propia

Según observaciones y trabajos de campo se constató que los trabajos de minado que se desarrollaban en el primer bloque era anti técnico. En los frentes más altos se realizaba los trabajos de perforación para posteriormente realizar la voladura y como resultado el material volado no se depositaba directamente en los buzones este material de algunos frentes se quedaba en parte superior del bloque todo esto debido por no contar con un sistema adecuado de explotación.

Todo este material resultado de la voladura no bajaba por gravedad se tenía que retirar mediante personal extra para dirigir el material a los buzones de almacenamiento, esto conlleva a retraso de otros frentes de laboreo todo esto implica pérdida de tiempo y elevando el costo de minado.

Se constató que la construcción de buzones no es adecuado y no son suficientes para el trasiego del mineral. La explotación se realizó en forma ascendente dejando estribos de seguridad sin ningún orden ni correcto diseño para que el mineral pueda ser extraído con eficiencia.

En el bloque uno prácticamente está terminado las reservas con leyes rentable en el mismo bloque prácticamente está quedando pilares que no se pueden recuperar fácilmente entonces como prioridad se tiene que buscar nuevas reservas para prolongar la vida de la mina.

Perforación y voladura

La perforación tiene gran importancia

En el bloque de producción la perforación se lo realiza con barrenos de 1,6 y 1,8 m, el minado que se realiza en el primer bloque sin la debida preparación con el sistema de exploración y explotación esto conlleva a no tener una preparación de frentes apropiados peor bancos para la perforación, en dichos frentes se realizan voladuras de mediano tamaño.

La empresa actual tiene el sistema de perforar por medio de cuñas ellos no preparan bloques de explotación ni frentes para desarrollar voladuras masivas esto conlleva a elevar los costos de operación y el trabajo sea más lento.

En el proyecto Adriano han planificado la perforación, perforando de 2 a 3 frentes realizando los trabajos con el sistema por cuña como si se estuviera construyendo una galería y cuando se daba el caso se realiza desbanques, pero no eran de gran número de taladros.



Figura N.- 13 Trabajo de un frente perforado en cuña (BLOQUE 1)
Fuente: Archivo de la empresa

Para la perforación disponían de un compresor que se conectaba a un pulmón de aire y a su vez conectarse con manguera a un pulmón ubicado en el interior de la mina para de allí continuar al frente. El aire que llega al frente llega con una baja de presión esto debido a la distancia que recorre hasta llegar al frente y es necesario mas pulmones de aire dentro de la mina la tubería que llega hasta el frente es de 2 pulgadas de diámetro. (Ver figura N.- 14)

El hecho de realizar trabajos por cuñas se incrementa la cantidad de explosivo para realizar la voladura obteniendo como resultado poca cantidad de mineral, es necesario preparar frentes para realizar voladuras masivas y aumentar la producción disminuyendo costos y mayor eficiencia.



Foto N.- 14 tubería utilizada dentro de la mina.
Fuente: archivo de la empresa

Como se muestra en la foto anterior al principio se utilizaba manguera para el aire de $\frac{3}{4}$ de pulgada y se utilizaba tubo de PVC para la extracción de gas, posteriormente en algo se mejoro el conducto de aire cambiando por una manguera de aire de 2 pulgadas.

Ventilación

La cantidad de aire a introducirse o aspirarse con el ventilador debe ser suficiente para evitar accidentes en los frentes de labores

La empresa Amlatminas cuenta con un ventilador para extraer el gas producto de la voladura, luego ingresando aire mediante un compresor INGERSOL DE 185, esto causa demora en la limpieza del aire viciado demorando inclusive hasta 2 horas con 15 minutos para que el frente de labores este limpio esto retrasa el tiempo en las labores, según reportes de la empresa a existido casos de asfixia por los frentes con una mala ventilación. (Ver figura N.- 15)



Foto N.- 15 ventilador para extraer el gas de la mina.

Fuente: archivo de la empresa

Carga y Transporte

El trasiego del mineral no es el más óptimo como se había analizado el material no llega a los buzones por simple rodadura en algunos frentes fue necesario poner hombres extra para retirar el material de la voladura.

No se tenía los buzones adecuados para la carga de mineral y su respectivo trasiego esto debido al diseño actual se utilizaba en el bloque de producción existía dos buzones el uno colapsado y uno solo que se ocupaba para todos los frentes de explotación.

El acarreo de mineral no se lo realizaba con rieles esto implica mayor tiempo en desalojar el material teniendo un tiempo promedio en ida y vuelta y cargado de aproximadamente 42 minutos. La tolva principal está ubicada en superficie a 30 metros de la bocamina para desde allí trasladar el mineral a la planta de beneficio ubicada en Portovelo.

Tabla 5. Datos de control de tiempo en el acarreo de mineral desde el frente de trabajo hasta la tolva principal

TIEMPOS Y MOVIMIENTOS						
N° DE VIAJES	TIEMPO DE VIAJE VACIO	TIEMPO CARGANDO	TIEMPO CARGADO	VOLTEO	TIEMPOS MUERTOS	TOTAL
1	00,12,13	00,12,00	00,15,13	00,00,14	00,03,12	00,42,52
2	00,15,11	00,15,11	00,16,11	00,00,20	00,01,04	00,41,57
3	00,14,40	00,14,10	00,16,10	00,00,10	00,00,40	00,45,10
4	00,14,14	00,16,15	00,16,00	00,00,07	00,00,12	00,46,48
5	00,13,00	00,17,18	00,17,15	00,00,06	00,00,06	00,39,45
6	00,14,01	00,15,12	00,18,07	00,00,08	00,00,07	00,40,35
7	00,13,02	00,15,00	00,17,14	00,00,09	00,00,04	00,45,29
8	00,13,00	00,14,16	00,17,00	00,00,07	00,01,11	00,45,31
9	00,13,15	00,13,00	00,18,13	00,00,06	00,02,10	00,38,40
10	00,13,08	00,13,11	00,17,12	00,00,04	00,04,08	00,41,43
TIEMPO PROMEDIO						46,1min.

Para el acarreo de mineral se lo realizaba carros mineros con llanta neumática este tipo de transporte implica la utilización de dos hombres por vagón cuando las distancias son cortas y cuando la distancia era considerable se utilizaba hasta tres

hombres por vagón, esto nos conlleva a incrementar el número de vagones para desalojar el material producto de la voladura y poder realizar el trabajo en el menor tiempo posible y tener el frente limpio para empezar con la perforación. Todo este sistema de laboreo da como resultado mayor costo.



Figura N.- 16 personal para desalojar la cuña (exceso de personal)
Fuente: archivo de la empresa



Foto N° 11 - Acarreo de mineral
Fuente: archivo de la empresa

3.1.2 Sistemas de explotación existentes

Se denomina sistema de explotación al conjunto de métodos seguros y económicos para realizar los trabajos mineros de preparación, destape y extracción que permite cumplir con la producción planificada, bajo el empleo racional de reservas del yacimiento cuidando el entorno natural.

En minería subterránea todo se resume en una palabra inglesa “STOPING”, que podríamos traducir: ir libremente como “hacer cámaras subterráneas”. La minería subterránea presenta mayores costos con relación a la minería a cielo abierto, a esto hay que sumarle complicaciones asociadas a una menor capacidad de extracción de mineral económico y mayores riesgos laborales; se recurre a la explotación subterránea cuando la sobrecarga de estéril sobre la masa mineralizada es tal que su remoción hace inviable un proyecto minero, también influye el punto de vista ambiental, la minería subterránea crea un menor impacto que una mina a cielo abierto.

Antes de revisar algunos métodos de explotación conocidos revisaremos algunos términos básicos.

- Si la explotación se realiza a cotas inferiores del terreno base, entonces el acceso a las labores se lo realiza mediante un pozo o una rampa (decline espiral, decline)
- Dentro de la mina tenemos galerías que pueden ser en dirección (de la masa mineralizada) o perpendicular a ésta, esto es, transversales cross cuts.
- La conexión entre dos niveles de una mina se realiza por pozos
- Entre los equipos más comunes tenemos jumbos, equipos de transporte.

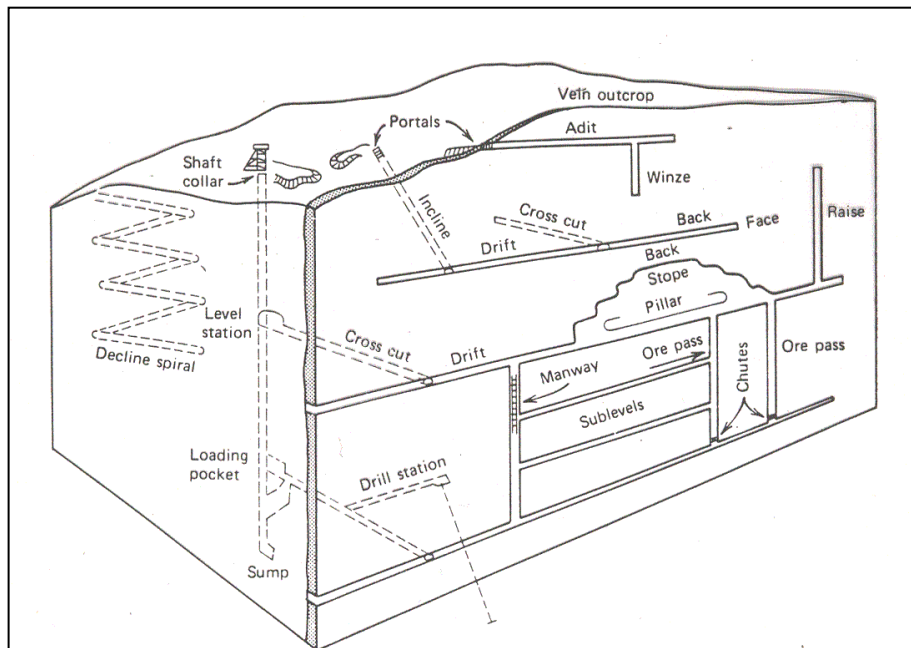


Figura N° 18 - Distintos elementos constitutivos de una mina subterránea.
Fuente: Oyarzun R. Sistemas de explotación, 2005

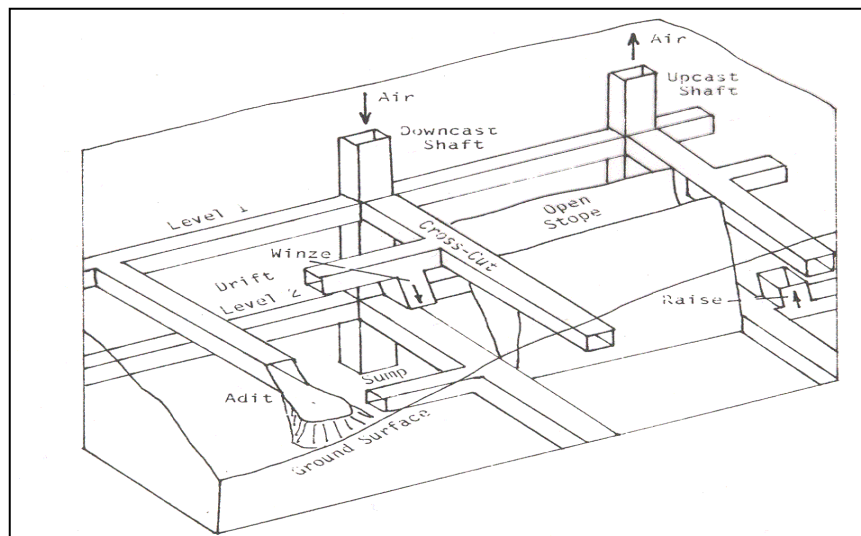


Figura N° 19 - Distintos elementos constitutivos de una mina subterránea.
Fuente: Oyarzun R. Sistemas de explotación, 2005



Figura N. 20 Equipo LDH en operación, en una mina subterránea
Fuente: Oyarzun R. Sistemas de explotación 2005

Clasificación de los métodos de explotación

La selección del método de explotación en el pasado se basaba en técnicas aplicadas en otras minas y en experiencias conseguidas en yacimientos similares. Hoy en día se tiene un punto de vista diferente para un proyecto de minado o para cambiar el método de explotación.

Es necesario ejecutar un proceso de selección mediante un análisis sistemático global, parámetros específicos del yacimiento como son: geometría del yacimiento, distribución de leyes, propiedades geomecánicas del mineral y la roca encajonante, aspectos económicos, limitaciones ambientales, condiciones sociales, etc.

La variabilidad de esos parámetros y dificultades de cuantificación total de los mismos impiden el desarrollo de reglas rígidas y esquemas precisos de explotación aplicada en cada yacimiento en particular. Diferentes autores han realizado numerosas clasificaciones desde varios puntos de vista, por ejemplo:

- Desde el punto de vista del sistema de excavación.
- Desde el punto de vista de sostenimiento.
- Desde el punto de vista del transporte.

- Desde el punto de vista de arranque, etc.

Los avances logrados durante la última década han permitido establecer métodos generales de explotación. Los más importantes se pueden clasificar a continuación.

Tabla 6. Clasificación y comparación de los métodos

Método con mínimo soporte o con espacios abiertos	Métodos con soporte adicional o con relleno	Métodos por hundimiento o derrumbes
1. Cámaras y pilares 2. Tajeo por subniveles 3. Cráteres verticales en retroceso	1. Corte y relleno ascendente 2. Corte y relleno descendente 3. Almacenamiento provisional 4. Entibación con cuadros 5. Tajeos largos.	1. Hundimiento por subniveles 2. Hundimiento por bloques
1. Son de dilución intermedia 2. Mala recuperación si los pilares residuales no pueden extraerse.	1. Altos costos de minado 2. Alta recuperación y baja dilución.	1. Bajo costo por tonelada 2. Baja recuperación y fuerte dilución.

Entre los métodos más comunes de explotación (existen variantes de los mismos) están los siguientes:

- Cámaras naturalmente (auto) sostenidas:
 - Cámaras abiertas (open stoping).
 - Hundimiento por subniveles (sublevel stoping).
 - Longhole stoping.
 - Cámaras con soporte de pilares (room and pillar).
 - Cámaras artificialmente sostenidas.
 - Laboreo con almacenamiento de zafras (shrinkage stoping). Zafra: escombro de una mina o cantera (del árabe: sajra = piedra).
 - Laboreo por cámaras con relleno (cut and fill).
 - Laboreo con entibación (fortificación) cuadrada (square-set stoping).

- Hundimiento (caved stopes).
- Hundimiento de bloques (block caving).
- Pisos de hundimiento (sublevel caving).

El hundimiento por subniveles (sublevel stoping) es el método indicado para cuerpos mineralizados con fuerte buzamiento (normalmente filones). El ancho de galería puede o no coincidir con el del cuerpo mineralizado. El disparo se prepara mediante perforaciones verticales en malla.

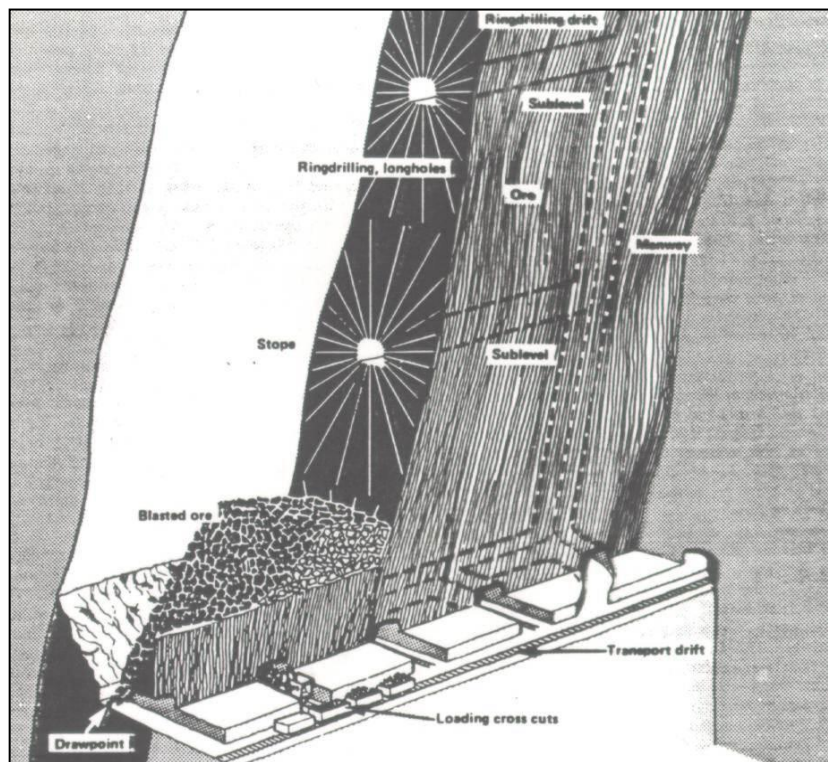


Figura N° 21 - Hundimiento por subniveles (sublevel stoping)

Fuente: Oyarzun R. Sistemas de explotación, 2005

La mejora en los sistemas de perforación permitió alcanzar distancias cada vez mayores (30 o más metros), lo que a su vez posibilitó la implementación del método longhole stoping, para cuerpos mineralizados de gran potencia y fuerte buzamiento. Este método permite generar cámaras de hasta 50m de altura. A diferencia del método de hundimiento por subniveles, aquí se saca una tajada completa del cuerpo a la vez. El disparo se realiza perforando desde varios subniveles, en abanico o en diagrama radial.

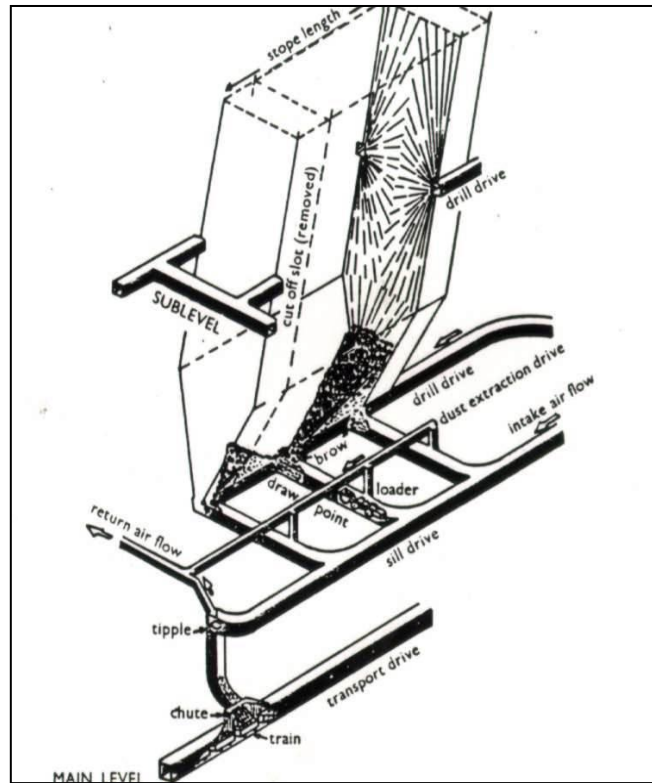


Figura N°22 - Longhole stopinh. (Nótese el diagrama de disparo en abanico desde dos galerías)
Fuente: Oyarzun R. Sistemas de explotación, 2005

El método de cámaras y pilares (room and pillar) se utiliza en cuerpos horizontales o con poco buzamiento (mantos). Se dejan pilares de roca para sostener el techo de la cámara. Estos pueden disponerse de una manera regular (room and pillar s.s.) o irregular (casual pillars, o room and pillar s.l.).

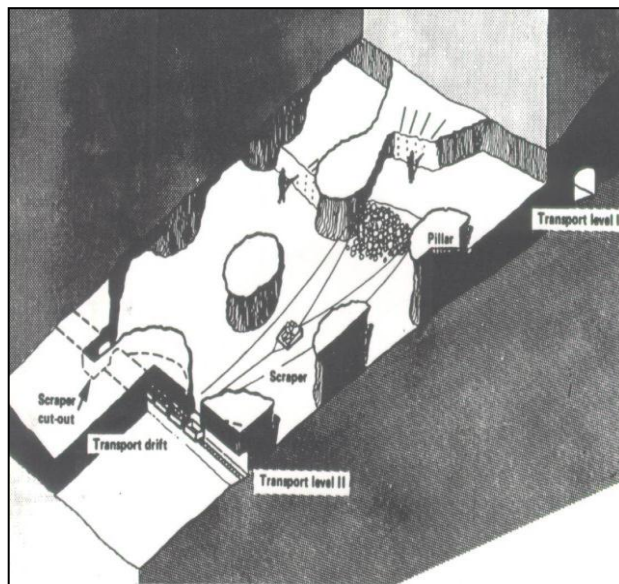


Figura N° 22 - Método de cámaras y pilares (room and pillar). En este caso los pilares siguen un espaciado regular.
Fuente: Oyarzun R. Sistemas de explotación, 2005

El método de almacenamiento de zafras (shrinkage stoping) se utiliza en cuerpos con fuerte buzamiento (filones), que presentan un encajante que necesita soporte. A medida que avanza el stoping hacia arriba se va sacando material por debajo.

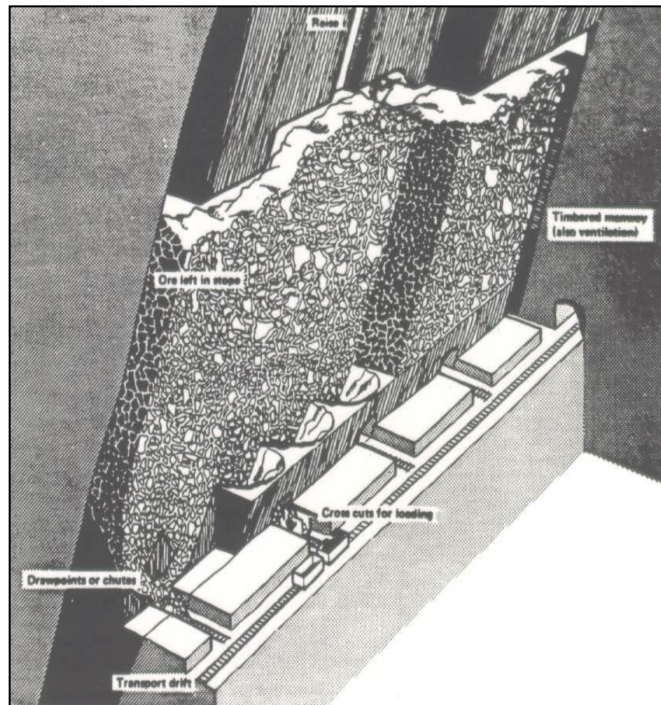


Figura N° 23 - Almacenamiento de zafras (shrinkage stoping) A medida que se avanza hacia arriba, se va extrayendo el mineral arrancado por abajo.

Fuente: Oyarzun R. Sistemas de explotación, 2005

Por su parte el método de cámaras con relleno (cut and fill) opera con un sistema similar al de almacenamiento de zafras, con la diferencia substancial que el relleno no se realiza con el mismo mineral arrancado, sino con materiales que son traídos desde afuera, por ejemplo, limos o arenas. También pueden utilizarse a estos efectos los estériles de la planta de flotación, lo cual tiene innumerables ventajas ambientales. El método de entibación cuadrada (square set stoping) es muy laborioso y hoy en día prácticamente no se emplea. Es similar al proceso de cámaras con relleno, pero además utiliza un esqueleto (entramado) de cuadros rectangulares.

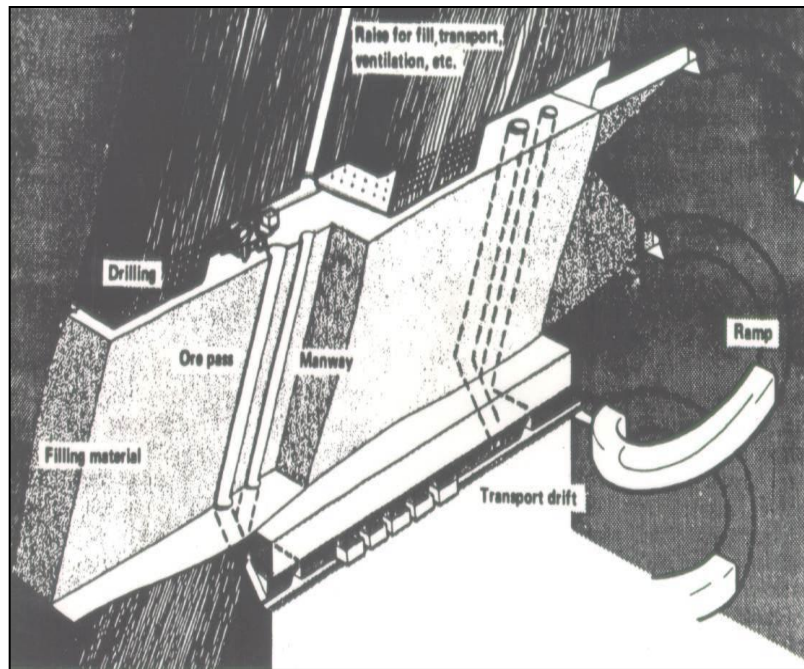


Figura N° 24 - Cámara con relleno (cut and fill). A diferencia del método anterior, el relleno se realiza aquí con materiales traídos desde afuera de la mina.

Fuente: Oyarzun R. Sistemas de explotación, 2005

El método de hundimiento de bloques (block caving) resulta ideal en cuerpos irregulares de grandes dimensiones como son los yacimientos tipo pórfido cuprífero. El requisito técnico es que la roca a hundir sea fácilmente fragmentable. Existen tres niveles principales: de hundimiento, de troceo (grizzlies) y de transporte.

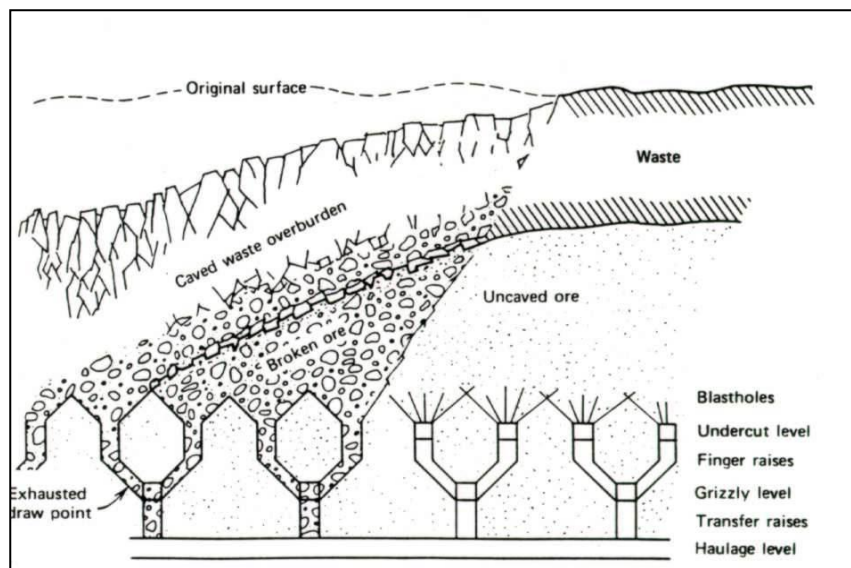


Figura N° 25 - Hundimiento de bloques (block caving) (sección).

Fuente: Oyarzun R. Sistemas de explotación, 2005

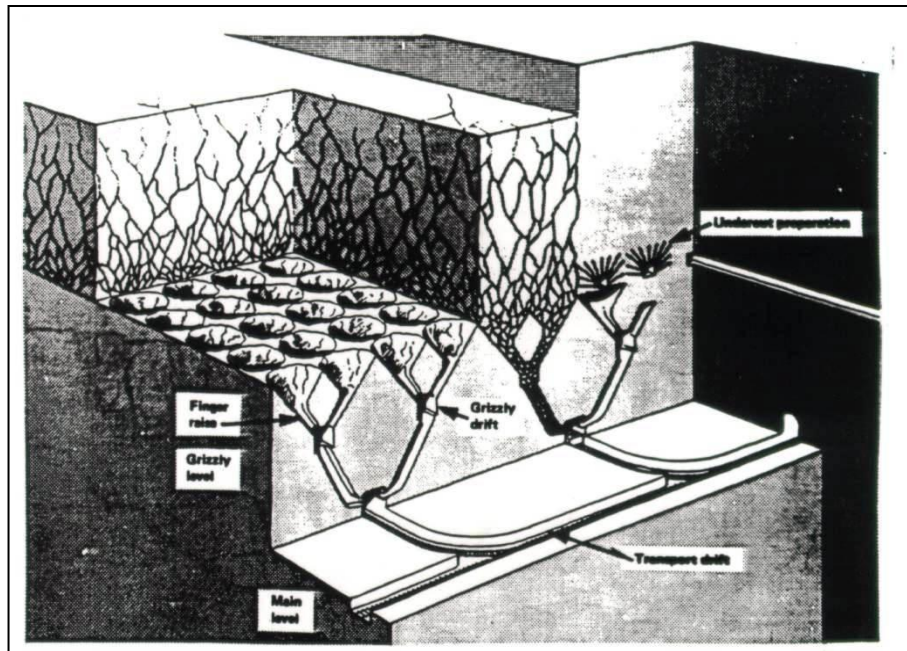


Figura N° 26 - Hundimiento de bloques (bolock cavan), diagrama 3D
Fuente: Oyarzun R. Sistemas de explotación, 2005



Figura N° 27 - Zona de colapso en superficie (mina de cobre El Teniente, Chile), provocada por el hundimiento de bloques en profundidad.
Fuente: Oyarzun R. Sistemas de explotación, 2005

Finalmente, el método de hundimiento por pisos (sublevel cavan) es utilizado cuando la roca no es fácilmente fragmentable. En cierta manera recuerda al método de sublevel stoping con la salvedad de que las paredes son el mismo cuerpo mineralizado, y éstas se hacen colapsar.

Planificación para un correcto minado. Se ha iniciado con una especie de caracol para luego ir dejando estribos de seguridad sin planificar galerías de acarreo y chimeneas para el desalojo de mineral, inclusive teniendo que sacar el estéril afuera a la escombrera elevando los costos de operación.

3.2 SISTEMA DE EXPLOTACIÓN RECOMENDADO

Luego de realizar los estudios exploratorios del yacimiento y conociendo las leyes y tipo de yacimiento es importante definir la explotación si es a cielo abierto o subterráneo. Cada yacimiento tiene una elección adecuado para efectuar un sistema de explotación la decisión se adopta mediante un análisis económico; algunas veces se combinan métodos variante inclusive en la marcha de un método de explotación o combinando tanto cielo abierto y luego hasta el método subterráneo a fin de decidir sobre la rentabilidad de estos dos métodos.

El sector donde está ubicada la empresa Amlatminas y básicamente el proyecto Adriano desde hace mucho tiempo atrás siempre fue una zona conflictiva por la comunidad tomando en cuenta que en la parte baja están las comunidades del Guayabo, Sabayan y Torata. Comunidades que siempre hubo resistencia, a que la empresa minera trabaje.

La comunidad fue manejada por conveniencia política e intereses personales.

A pesar que en la década de los 80 Cerro Pelado fue un sector minero las comunidades de la zona han tenido gran resistencia a que se realice trabajos mineros por parte de la empresa Amlatminas, inclusive estuvo cerrada el paso por seis meses hasta llegar a algún acuerdo. A pesar de eso siempre está latente la resistencia de la comunidad hacia la empresa Amlatminas.

Por todos estos antecedentes y el impacto ambiental que genera realizar labores a cielo abierto se ha tomado la decisión de realizar una explotación subterránea.

El yacimiento de la mina Adriano tiene las siguientes características

- ✚ Roca de caja competente
- ✚ Roca mineral competente
- ✚ Cuerpo de gran tamaño mineralizado
- ✚ Reservas no probadas.

Con todo esto se ha tomado la decisión de realizar un **(SISTEMA DE EXPLOTACION POR EL METODO DE SUBNIVELES)**. Comenzando la explotación de abajo hacia arriba.

3.3 PREPARACIÓN DE BLOQUES

El proyecto de explotación subterránea contiene 2 fases: la primera es la fase desarrollo, y la segunda fase es de producción. La fase de desarrollo consiste en diseñar y preparar la misma para proceder a la explotación ingenieril de todo el planeamiento de la infraestructura de la mina; la cual incluye; instalaciones de superficie, plan de explotación y selección de equipo Para ello se realizó una galería de exploración con la cual se destapo el cuerpo de interés.

Luego se diseña en el terreno la forma de cómo extraer el mineral estableciendo un método de minado. Para el sistema de explotación por subniveles hemos tenido que optar para una mayor productividad.

Este método también se lo conoce con el nombre de “Sublevel Syoping” que consiste en dejar cámaras vacías después de la extracción del mineral explotable

El método se caracteriza por su gran productividad aumentando considerablemente el volumen de producción esto debido a que sus labores de preparación se realizan en su mayor parte dentro de la zona mineralizada. Para prevenir el colapso de las paredes, los cuerpos grandes normalmente son divididos en dos o más tejeos; la recuperación de los pilares se realiza en la etapa final del minado.

Consideraciones de diseño

En forma general que puede ser aplicable bajo las siguientes condiciones:

- El depósito debe ser vertical o próximo a ello debiendo exceder el ángulo de reposo del mineral.
- Las rocas encajonantes deben ser competentes y resistentes.
- El mineral debe ser competente y con buena estabilidad.
- Los límites del yacimiento deben ser amplios y en lo posible muy regulares.

Con todos estos parámetros empezamos la preparación del bloque que comprende los siguientes pasos:

- Es importante definir los intervalos entre niveles ya que esto influye en el tamaño óptimo de la cámara, estas alturas oscilan entre 60 a 130 m dependiendo de la altura del yacimiento.
- La galería de transporte debe ser desarrollada en la parte más baja del tajeo, paralela a la roca mineralizada y la zona estéril.
- Las chimeneas deben ser desarrolladas como acceso a los subniveles para el posterior desarrollo de los mismos.
- Las galerías de perforación deben ser llevadas dentro del mineral como subniveles.
- El corte o arranque debe hacerse desde el fondo del tajeo.
- La recuperación del mineral derribado se desarrollan los llamados “draw-points”.
- Los embudos o deben desarrollarse debajo del tajeo los que sirven para abrir el área de voladura.

INICIO DE LA PREPARACION DEL BLOQUE

La preparación del yacimiento consiste en dividir los bloques de explotación, para esto en la parte inferior del bloque franqueamos un frontón principal que servirá de transporte.

- El acceso a los frentes se realizara por las chimeneas o piques
Franquearemos dos chimeneas al costado de los bloques con secciones de 2 x 2 metros
- Es importante definir los intervalos entre niveles ya que esto influye en el tamaño de la cámara estas alturas oscila de 60 a 130 m dependiendo de la altura del yacimiento para nuestro caso tómanos de 50 metros
- La galería de transporte se desarrolla en la parte baja del bloque que es paralela a la zona mineralizada.
- Las galerías de perforación deben ser llevadas dentro de la zona mineralizada como subniveles.
- Para la recuperación del mineral derribado se construye los buzones para el trasiego de mineral.

El ancho de los buzones se construirá de dos metros para el trasiego del mineral se mas optimo.



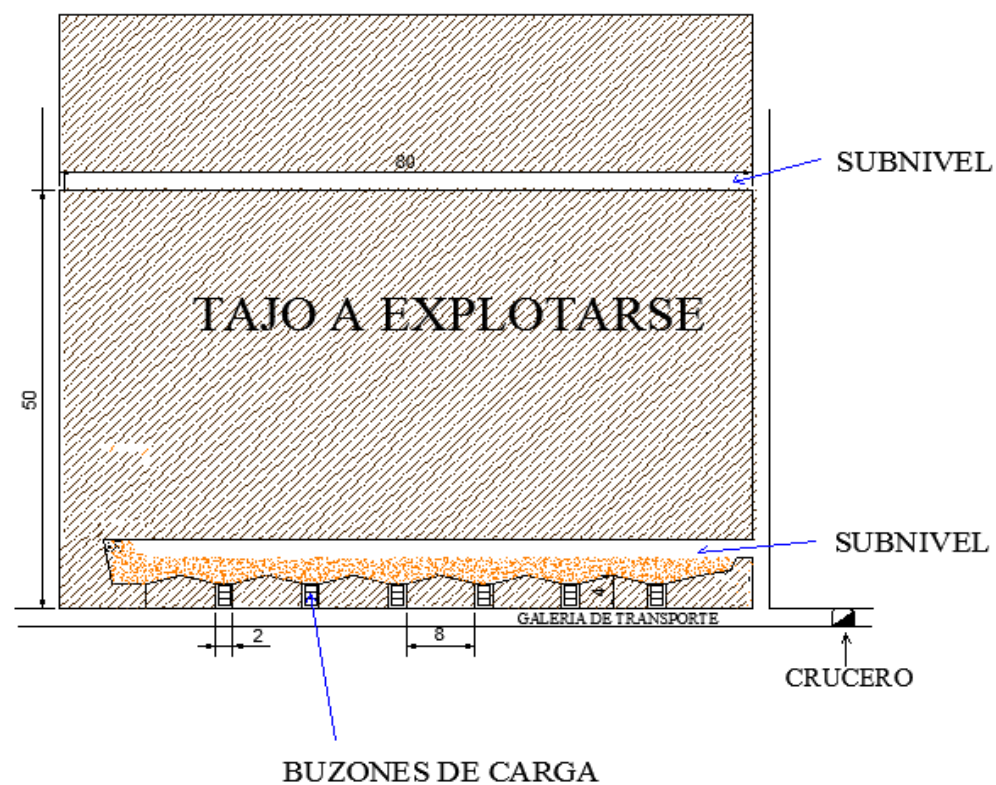
Figura N.- 28 Construcción de buzones para el carguío de material
Fuente archivos de la empresa

- Los buzones serán contruidos de madera trayendo de otro sector
- Los embudos si están conectados a los buzones deben desarrollarse debajo del tajeo.

En el figura N^o 29 se observa el perfil bloque a explotarse el mismo que se desarrolla como primer paso, en franquear la galería de transporte, luego procedemos a construir las entradas para los buzones y continuar con el subnivel que es de suma importancia el cual comunica con los embudos creando un espacio libre para la voladura.

A continuación simultáneamente construir los buzones, los mismos que serán muy eficientes al momento de realizar al acarreo de mineral, con estos trabajos previos se cumple la primera fase de preparación del bloque.

PREPARACION DEL BLOQUE



DISEÑO DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA	
REALIZADO POR:	FRANKLIN PACURUCU
FECHA:	JUNIO 2012
ESCALA: 1: 500	Figura : 29

3.4 DESARROLLO DE LOS BLOQUES DE EXPLOTACIÓN

En este sistema de explotación planteado es ventajoso utilizar en yacimientos verticales de gran potencia.

Una vez abierta los embudos se comienza con el subnivel más bajo y antes de empezar a perforar los taladros largos, es primordial el ensanche del subnivel, que se lo realizara a todo el ancho que va a ser minado. (Ver figura N.- 32)

Luego continuamos con la perforación se realiza en forma ascendente o lateralmente con una salida de cara libre, el material disparado cae al fondo del tajeo o a los embudos y se evacua por tolvas a los vagones, en minas de gran volumen serán a las volquetas.

Ejemplos de mallas de perforación para desbanques:

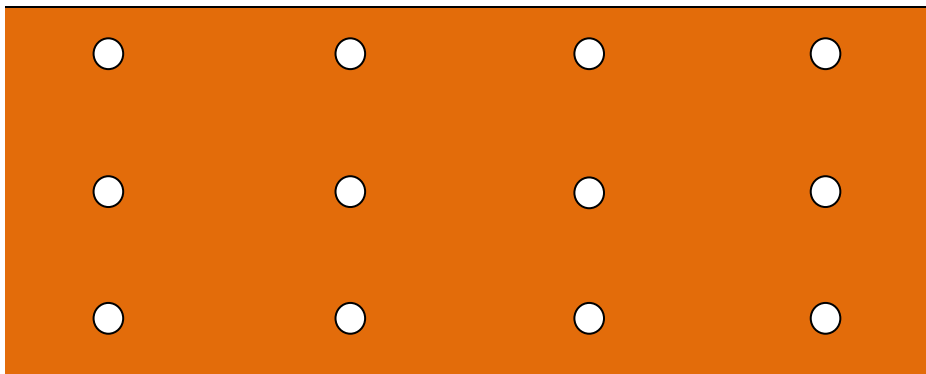


Figura 30. Ejemplo de malla de perforación 1

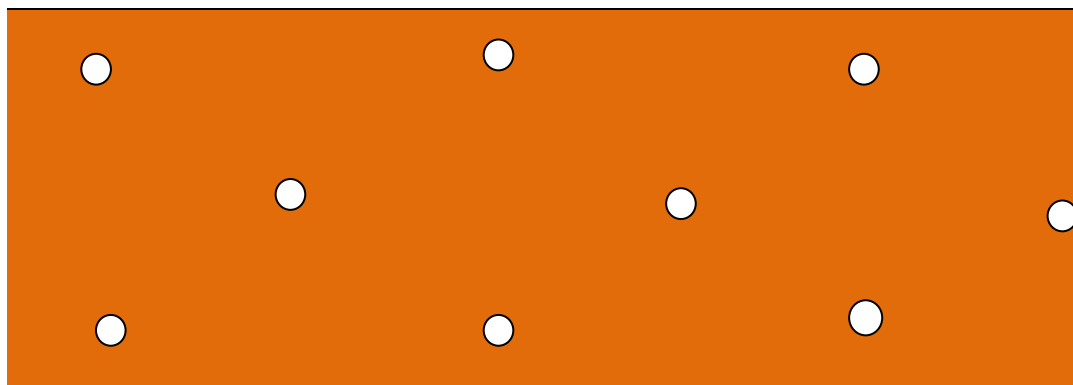
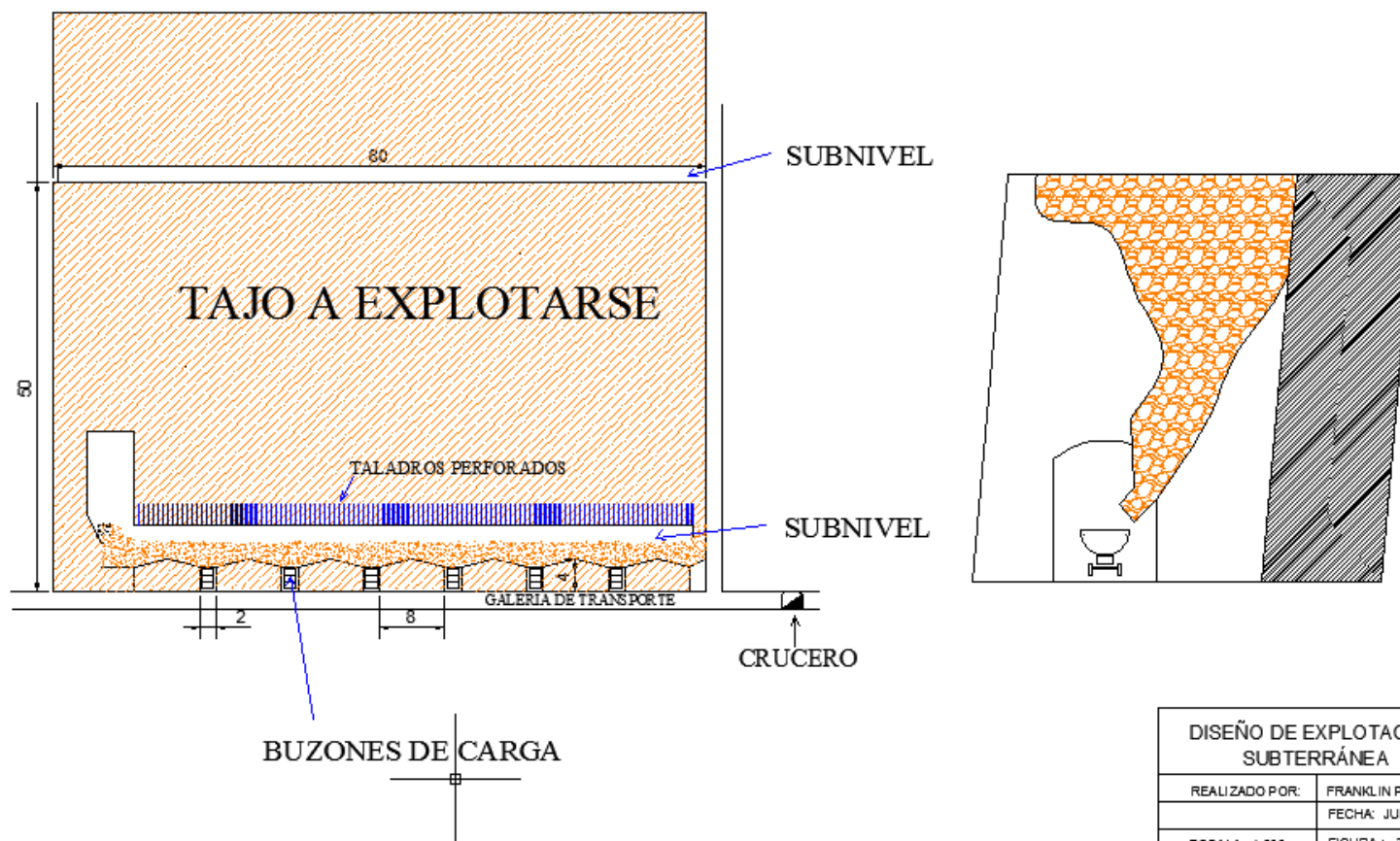
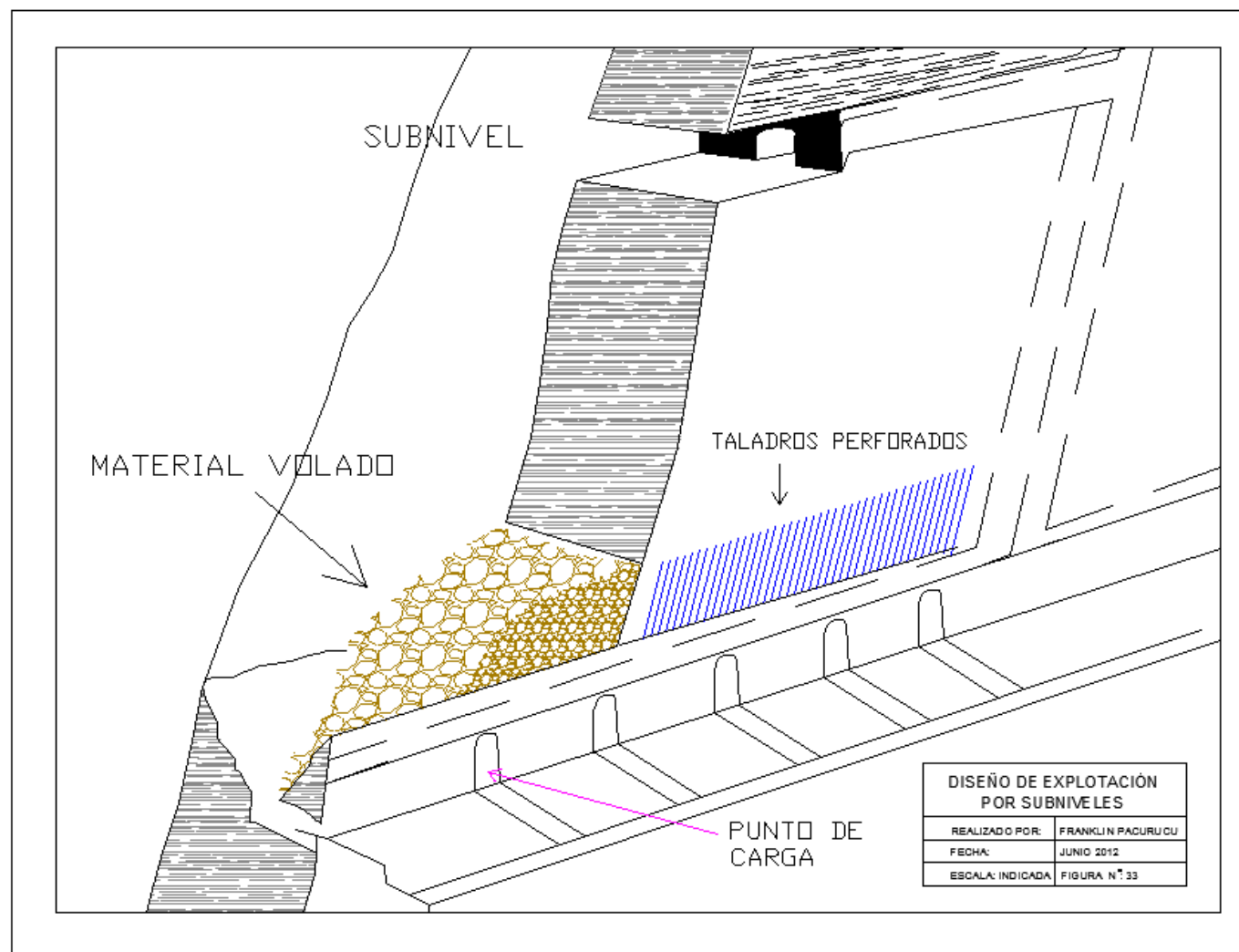


Figura 31. Ejemplo de perforación 2

SISTEMA DE EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES





Para nuestro diseño trabajaremos con la primera malla con espacios de 0,5m y a, 60m perforando toda la sección del bloque mineralizado.

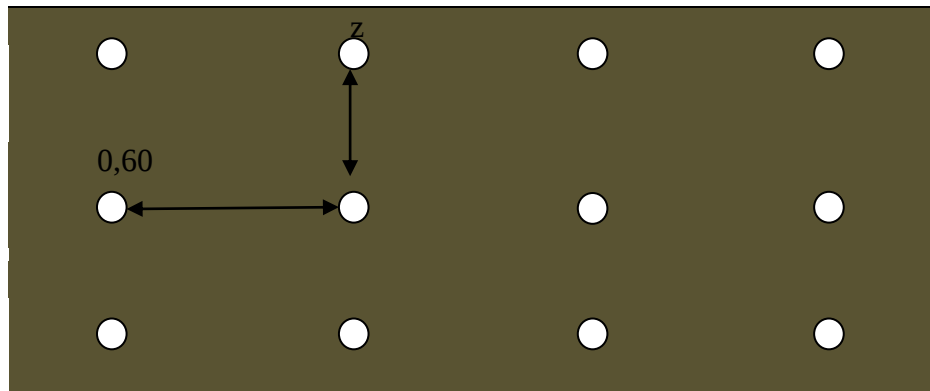


Figura 34. Malla de perforación del bloque a utilizarse

Esta es la malla de perforación que utilizaremos en el minado espacialmente para los desbanques en nuestro caso utilizaremos un bloque de 80 x por 12 metros de ancho, perforaremos en nuestra columna 24 taladros y un numero de filas de 133 esto nos da un total de 3192 taladros de 2,40m con un avance de 2,10m con perforación vertical. (Ver figura N.- 33)

Metros cúbicos a volar por corte

Material volado por corte = $12 \times 24 \times 2,1 \text{ m}^3$

Material volado por corte = $604,8 \text{ m}^3$

Para cada corte realizaremos 12 voladuras, cada voladura de 266 taladros y 8 tacos de nitrato.

Es evidente que en este sistema de minado se reduce el personal en los bloques se necesita Perforista y ayudante y 2 hombres para parejar los frentes volados y para el transporte utilizaremos el maquinista de la locomotora con su ayudante.

Carguío y transporte

Para el carguío y transporte se desarrollan las siguientes labores.

El mineral puede cargarse a través de los “chutes” o embudos a los carros mineros, aquí los pedrones son frecuentes creando inconvenientes por lo que es necesario realizar voladuras secundarias y se pueda realizar el flujo de la producción.

El transporte es una de las más importantes para producir en menor tiempo y menor costo el desalojo de material se diseño un transporte sobre rieles con vagones de capacidad de 1 a 1,5 toneladas.

3.5 NORMAS, SEGURIDAD Y ORGANIZACIÓN

Con el fin de dar cumplimiento a las Normas vigentes de Seguridad e Higiene Minera que están contempladas en La Ley de Minería, y con el afán de utilizarlo en el desarrollo de una actividad minera limpia, ordenada, auto sostenida y sobre todo cuidando la salud de los trabajadores de la Empresa.

El concesionario se acogerá a todas las disposiciones reglamentarias, establecidas por el Gobierno; que textualmente dice:

La Constitución de la República del Ecuador determina en su artículo 33 que el trabajo es un derecho y goza de todas las garantías por parte del Estado ecuatoriano; así mismo, el artículo 326 ordena que toda persona tenga derecho a desempeñar sus labores en un ambiente adecuado y propicio, que garantice su salud, integridad, seguridad, higiene y bienestar.

La Ley de Minería indica en sus artículos 68, y 69 que textualmente indica lo siguiente:

Art. 68.- Seguridad e higiene minera-industrial.- Los titulares de derechos mineros tienen la obligación de preservar la salud mental y física y la vida de su personal técnico y de sus trabajadores, aplicando las normas de seguridad e higiene minera-industrial previstas en las disposiciones legales y reglamentarias pertinentes, dotándoles de servicios de salud y atención permanente, además, de condiciones higiénicas y cómodas de habitación en los campamentos estables de trabajo, según planos y especificaciones aprobados por la Agencia de Regulación y Control Minero y el Ministerio de Trabajo y Empleo.

Los concesionarios mineros están obligados a tener aprobado y en vigencia un Reglamento interno de Salud Ocupacional y Seguridad Minera, sujetándose a las

disposiciones al Reglamento de Seguridad Minera y demás Reglamentos pertinentes que para el efecto dictaren las instituciones correspondientes.

Art. 69.- Prohibición de trabajo infantil.- Se prohíbe el trabajo de niños, niñas o adolescentes a cualquier título en toda actividad minera, de conformidad a lo que estipula el numeral 2 del artículo 46 de la Constitución de la República. La inobservancia a esta disposición será considerada infracción grave y se sancionará por primera y única vez con multa señalada en el reglamento de esta ley; y, en caso de reincidencia, el Ministerio Sectorial declarará la caducidad de la concesión, la terminación del contrato o de los permisos artesanales. Para el caso del trabajo de mujeres, recibirán un tratamiento especial de conformidad al reglamento de esta ley. La Subsecretaría Nacional de Desarrollo Minero terminó el borrador del Reglamento de Seguridad Minera, procedió a su difusión y socialización para todas las personas involucradas en las actividades mineras. La socialización se efectuó en Quito (Universidad Central del Ecuador, el 27 de enero de 2011), en San Lorenzo – Esmeraldas (el 28 de enero de 2011), en Zamora (el 2 de febrero de 2011), en Portovelo (el 4 de febrero de 2011), y en el cantón Ponce Enríquez (el 5 de febrero de 2011).

Pero se debe acotar que todavía no existe el Acuerdo Ministerial, y que no se encuentra publicado en el Registro Oficial, por lo tanto en el proyecto se referirá a la Seguridad Interna de la Empresa.

Salud ocupacional

El mantenimiento de condiciones laborales adecuadas que aseguren la protección física, mental y el bienestar de los trabajadores, es una obligación de todos los que laboran en la Empresa, independientes de su función o cargo.

La misión fundamental de la empresa es la de alcanzar el bienestar individual y grupal de todos los trabajadores.

Seguridad industrial

Este proyecto define como objetivo de seguridad, desarrollar todas las actividades laborales dentro de un marco adecuado de condiciones seguras de trabajo y prevención de accidentes.

La política de seguridad que se debe mantener y en la cual se debe señalar estrictamente que: Es deber de todos los integrantes de la empresa, velar por el cumplimiento de las normas de seguridad establecidas, y de esta forma se lograra el bienestar y desarrollo exitoso de las actividades encomendadas a cada uno de ellos.

La dotación permanente y uso adecuado del Equipos de Protección Personal (E.P.P), el cumplimiento de la legislación vigente en Prevención de Riesgos relacionada con las actividades de la empresa, el cumplimiento de los procedimientos y normas internos, y la capacitación continua, que les permite realizar los trabajos sin accidentes.

EJEMPLOS GRAFICOS:



REGLAMENTO INTERNO DE SEGURIDAD: RESPONSABILIDAD DE LOS TRABAJADORES

1. El trabajador es responsable del cumplimiento de las disposiciones contenidas en este reglamento. Cumplirá los estándares, normas, procedimientos, prácticas y reglas del sistema de seguridad, salud y medio ambiente.
2. Los trabajadores están obligados a realizar toda acción para prevenir los incidentes o accidentes, informando inmediatamente al inspector de seguridad y antes de las 24 horas de ocurrido el suceso.
3. Los trabajadores deberán hacer uso apropiado de todos los **Equipos de Protección Personal (EPP)**, respetar los resguardos, señalizaciones, alarmas, disposiciones de seguridad; así como del cuidado y su mantenimiento.
4. Es responsabilidad de los Supervisores **HACER CUMPLIR** todas las disposiciones del presente reglamento por el personal a su cargo.

REGLAS DE SEGURIDAD

5. Es deber y obligación de todo personal cumplir el trabajo asignado de manera segura y adecuada.
6. No se permitirá entrar a las instalaciones de la empresa, a ningún personal, en estado de **ebriedad o drogado**.
7. Revisar la ventilación antes de ingresar a las labores
8. Es prohibido fumar o encender fuego en o cerca de los depósitos de combustibles y de explosivos.
9. Equipos, instalaciones y lugares de trabajo en general deben mantenerse limpios y en orden.
10. Ningún personal no autorizado podrá realizar operaciones con aparatos, instrumentos, motores y reparación de equipos mecánicos o eléctricos.
11. Si no hay reglamentación especial, para un trabajo en particular, pida instrucciones a su jefe.
12. Es imprescindible colgar sogas o cadenas, en toda chimenea sin enmaderar.



ACCIDENTES

13. En caso de accidente “Leve” el propio accidentado reportara de inmediato a su supervisor.
14. En caso de accidente “grave” o “fatal” se informara de inmediato al jefe de sección respectivo, departamento Medico y departamento de seguridad.
15. Está prohibido entrar en buzones atrancados.
16. No se debe caminar en la mina sin la lámpara encendida.
17. No debe usar materiales o herramientas defectuosas.

ISPOSIONES GENERALES

18. No se permitirá el ingreso de personal sin los implementos básicos de seguridad como: protector (casco), botas con punta de acero, respirador, guantes, correa portalámparas y lámpara, etc.



19. Al ingresar a la mina, el trabajador debe asegurarse que este debe estar bien ventilado. La condición de la ventilación se verifica prendiendo un fósforo.
20. No se permite el trabajo de un solo hombre en una labor aislada, lo mínimo son dos personas.
21. Debe prestarse atención a todos los avisos de seguridad, estos indican los sitios de peligros e instrucción que debemos observar y respetar.
22. Cuando se sube a una chimenea debe avisarse al personal que se encuentre arriba, gritando ; arriba ! O tocar la tubería.
23. No debe arrojarse las herramientas o materiales. Deberá usarse una soga consistente.

CHIMENEAS

24. Las plataformas de perforación, chimeneas, escaleras deben ser resistente y estar bien clavadas.
25. Cuando lleve herramientas o materiales no debe llevarse sueltos por una chimenea. Deben ir en un saco.

- 26. Una sola persona no debe encender más de 15 tiros.
- 27. Para todo disparo debe llevarse siempre una guía de seguridad de 3 pies y un punzón de cobre para el cebado del cartucho.
- 28. Las escaleras serán completas y se extenderán por lo menos dos peldaños encima del descaso.
- 29. Al realizar los trabajos en chimenea nunca deben olvidar que el monóxido de carbono es un enemigo mortal. En todo caso los trabajadores de chimeneas ventilarán con aire fresco por lo menos antes de ingresar a ella.

GALERIAS Y CRUZEROS

- 30. Al laborar en un frente, pruébese frecuentemente la resistencia del techo y de las cajas usando una barretilla para desatar todo el terreno flojo.



TAJOS

CARROS/ CARREROS

- 31. Queda prohibido subirse, poner las manos y cabeza en parte superior o en los lados de los carros, a fin de evitar rozamiento peligroso con los chutes, enmaderado y costado de las galerías.
- 32. Los carreros no deben dar mucha velocidad a los carros ni dejar que estos corran solos.

33. Los carreros, no deben jalar mineral de los buzones de un tajo donde están trabajando los perforistas. En caso contrario comunicar para realizar dicho trabajo.

EXPLOSIVOS

34. Está prohibido fumar en lugares donde se almacenen explosivos, como también llevar velas encendidas, lámparas que emitan llama, fósforos encendidos o herramientas que puedan producir chispa o llama.
35. Está prohibido transportar dinamita en interior mina junto con fulminante y mechas o guías. Las guías con fulminante deben ser transportados a los lugares de trabajo en su mochilas respectiva, separados de la dinamita y a una distancia no menor de 20 metros.
- La cantidad de transporte no debe exceder de los 25 kilos.
36. Se prohíbe el uso de herramientas de fierro de cualquier descripción para abrir cajas de dinamita. Solamente deben usarse mazos, cinceles de madera o de materiales que no produzcan chispa.
37. El encapsulado de los fulminantes con las guías o mechas será realizado por un personal entrenado y autorizado.
38. Por ningún motivo se debe llevar explosivos en los bolsillos de la ropa ni en otra parte del cuerpo.



VOLADURA EN LAS AREAS DE TRABAJO

39. Para Preparar los cartuchos:

- Los cebos deben prepararse obligatoriamente una vez terminado la perforación. Utilizando punzón de madera o de cobre, nunca con un clavo.
- Nunca corte un cartucho que ya tiene fulminante dentro.
- Verificar la longitud exacta e informe el total de las guías a utilizar en cada disparo.
- Todos los excesos de explosivos deben llevarse al polvorín más cercano.

40. Está prohibido colocar doble cebo o un cartucho con dos fulminantes en un mismo taladro.

41. El maestro perforista es responsable la señal de prohibición en todos los accesos a la labor que se va disparar. Inclusive cuando se va efectuar disparos secundarios (plastas, tiros cortados, etc.) en todos los accesos se deben mantener vigías.

IDENTIFICACION DE PELIGROS EN MINERIA SUBTERRANEA



SANCIONES

El personal que infrinja el presente reglamento interno de seguridad se le aplicara las siguientes sanciones:

- I. Amonestación verbal
- II. Suspensión
- III. Retiro de la empresa, si las ocurrencias fueran muy graves.

Las sanciones por no acatar las Reglas de Seguridad para prevenir los accidentes, serán discutidas y aplicadas por el comité de seguridad.

DOCE REGLAS BÁSICAS DE SEGURIDAD

- 1. Asista a trabajar en buenas condiciones físicas y mentales.
- 2. Siga las instrucciones; si no sabe o no entiende, pregunte a su Jefe.
- 3. Corrija o avise las condiciones inseguras.
- 4. Ayude a mantener el orden y la limpieza.
- 5. Use las herramientas apropiadas.
- 6. Informe todas las heridas y lesiones: solicite atención médica
- 7. Utilice, ajuste o repare la maquinaria, sólo cuando esté autorizado.
- 8. Utilice el equipo protector establecido; use ropa apropiadas y manténganlas en buenas condiciones
- 9. Nunca juegue, no haga bromas ni chistes con sus compañeros.
- 10. Cuando levante algo, doble sus rodillas; solicite ayuda para cargas pesadas
- 11. Obedezca todas las reglas de seguridad
- 12. Trabaje siempre alerta y cuide su vida.

3.6 Conclusiones del Capítulo III

En este capítulo se analizó el sistema actual de explotación llegando y observando que la empresa Amlatminas no tenía un sistema de explotación, en este capítulo se describen los métodos existentes y de acuerdo a lo observado se recomienda implementar un sistema de explotación "POR SUBNIVELES", por tener potencia grande, roca mineral y de caja competentes.

El sistema de explotación se comienza por franquear la galería de transporte, posteriormente el subnivel y las chimeneas para terminar con la última fase que es la producción de mineral.

Con el implemento de este sistema de explotación se tendrá una mayor producción y menos cantidad de obreros bajando el costo de minado y una mayor productividad.

En relación a la Implementación de Seguridad y Salud Ocupacional en la mina, el Titular minero está dispuesto a seguir los reglamentos dispuestos por el Ministerio de Relaciones Laborales, Ministerio de Recursos Naturales No Renovables; se distribuirá todo el Equipo de Seguridad Personal, se contará con botiquín de primeros auxilios, se realizará el mejoramiento de la señalización, etc.

CAPÍTULO IV

PROPUESTAS PARA AUMENTAR LA VIDA ÚTIL DE LA MINA

4.1 CONSTRUCCIÓN DE UNA GALERÍA PARA LLEGAR AL BLOQUE

Cuando se inició el proyecto Adriano se franqueó la primera galería para conectarnos con el primer bloque de producción una galería de 180 metros pero este frente está prácticamente terminado y por este motivo la empresa Amlatminas toma la decisión de mirar a otro rumbo con la idea de buscar nuevas reservas.

La empresa toma la decisión de construir otra galería de avance con dirección a la parte baja de Cerro Pelado, esta galería es de suma importancia ya que nos lleva a un nuevo bloque y poder aumentar las reservas de la mina la distancia a recorrer es 1000 metros más.

La dirección de la nueva galería se proyecta con un Azimut de 295 grados directo al testigo JDH-9 desde allí se realizara cruceros y el posible minado de las nuevas reservas.

En el transcurso de la galería la roca es totalmente competente por lo tanto no es necesario fortificación más adelante se atraviesa una falla. En esta falla se tuvo que tomar todas las consideraciones del caso.

En este lugar crítico se tuvo que realizar una desviación de la galería construyendo un bay pass para poder continuar al frente.

Figura N.- 35 Galería para conectarse con el nuevo bloque.

4.2 DETERMINACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir huecos cilíndricos en la roca destinados a alojar explosivo y sus accesorios iniciadores.

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 a menor costo.

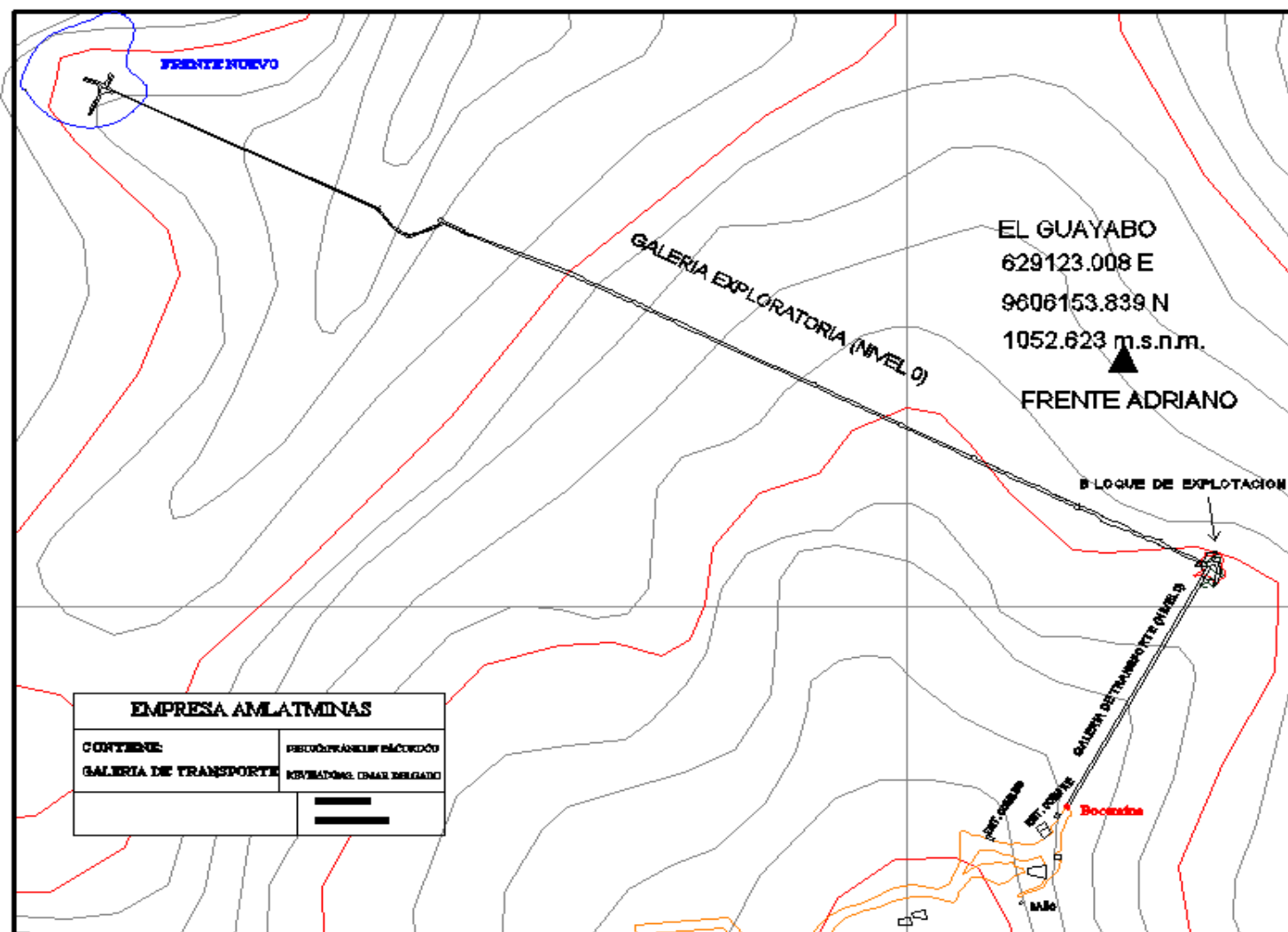
La perforación tiene gran importancia la resistencia al corte o dureza de la roca que influye en la facilidad velocidad de penetración y abrasidad, esta última influye en el desgaste de la broca y por ende en el diámetro final de los taladros cuando esta se adelgaza (brocas chupadas).

La perforación puede ejecutarse con tiros horizontales, verticales e inclinados estas modalidades tienen sus ventajas e inconvenientes.

La perforación de tiros horizontales tiene la ventaja de generar mejor rendimiento tanto de metro barrenado como explosivo, por otra parte los tiros horizontales tienen como inconveniente limitar el trabajo del perforista especialmente cuando son vetas angostas. En la perforación horizontal es necesaria la creación de varias gradas.

En el caso de la perforación vertical no existen inconvenientes puesto que es posible perforar incluso con bastante anticipación toda la grada del caserón esta tiene el inconveniente que se tiene que dejar una altura prudente entre el piso del mineral y el nuevo corte.

Otra solución sería la perforación inclinada un poco complicada para el perforista por lo que tiene que tener un mayor control.



4.3 Dimensiones de la galería y

4.4 Ataque de Arranque

Ancho de la Galería

$$\begin{aligned} B &= m + A + n \\ B &= 0.30 + 0.90 + 0.65 \\ B &= 1.85 \end{aligned}$$

Donde:

m= Espacio de seguridad (0.20 - 0.30m)

A= Ancho del equipo de transporte

n= Espacio para el paso del personal

Altura de la bóveda de equilibrio

$$\begin{aligned} h_0 &= \frac{1}{3} * B \\ h_0 &= \frac{1}{3} * 1.85 \\ h_0 &= 0.61 \end{aligned}$$

Donde:

h_0 = Altura de la bóveda de equilibrio.

Radio lateral de la bóveda de equilibrio

$$\begin{aligned} r &= 0.262 * B \\ r &= 0.262 * 1.85 \\ r &= 0.484 \end{aligned}$$

Donde:

0.262 = Constante de la formula
B = Ancho de la galería

Radio del arco central de la bóveda

$$\begin{aligned} R &= 0.696 * B \\ R &= 0.692 * 1.85 \\ R &= 1.28m \end{aligned}$$

Donde:

0.696 = Constante de la formula

Altura de la pared de la galería hasta la intersección con la bóveda de equilibrio

$$\begin{aligned}h &= h_1 + h_g \\h &= 1.5 + 0.10 \\h &= 1.60\text{m}\end{aligned}$$

Donde:

h_1 = Altura de la pared de la galería
 h_g =Altura de la capa de lastre

Altura del proyecto de la galería

$$\begin{aligned}H_{\text{PROY}} &= h + h_o \\H_{\text{PROY}} &= 1.6 + 0.61 \\H_{\text{PROY}} &= 2.21\text{m}\end{aligned}$$

Sección luz de la galería

$$\begin{aligned}S_{\text{LUZ}} &[(B * h) + (0.26 * B)] \\S_{\text{LUZ}} &[(1.85 * 1.5) + (0.26 * 1.85)] \\S_{\text{LUZ}} &[(2.77) + (0.48)] \\S_{\text{LUZ}} &3.25 \text{ m}^2\end{aligned}$$

Sección de la cuneta de desagüe

$$\begin{aligned}S_{\text{cu}} &= \frac{(a+b)}{2} * P \\S_{\text{cu}} &= \frac{(0.35+0.25)}{2} * 0.3 \\S_{\text{cu}} &= 0.09 \text{ m}^2\end{aligned}$$

Donde:

a = Ancho superior de la cuneta
 b =Ancho inferior de la cuneta
 p = profundidad de la cuneta

Sección proyecto de la galería

$$\begin{aligned}S_{\text{proy}} &= [(B * h) + (0.26 * B)] + s_{\text{cu}} \\S_{\text{proy}} &= [(1.85 * 1.5) + (0.26 * 1.85)] + 0.09 \\S_{\text{proy}} &= 3.34 \text{ m}^2\end{aligned}$$

Altura proyecto de la galería

$$H_{\text{PROY}} = h + h_o$$

$$H_{\text{PROY}} = 1.60 + 0.61$$

$$H_{\text{PROY}} = 2.21 \text{ m}$$

Sección de franqueo

$$S_{\text{franq}} = \mu + 0.61$$

$$S_{\text{franq}} = 1.1 * 3.34$$

$$S_{\text{franq}} = 3.67 \text{ m}^2$$

Donde:

μ = coeficiente de sección excedente (1.1 – 1.2)

Elección del tipo de sustancia explosiva

La sustancia explosiva a utilizar será Explogel III 1 1/8* 7"

Tabla 7. Características técnicas de Explosen:

Tamaño,pulg (Diámetro x Largo)	Peso Cartucho (g. Aprox)	Numero de cartuchos Por caja (Aprox)	Velocidad de detonación m/s (Aprox)
1 1/8" x 7"	119	212	3689
1" x 7"	96	258	3554
2" x 8"	400	63	4100
7/8 x 8"	88	280	3352

Parámetros	Unidad	Especificación
Densidad	g/cm ³	1.05
Volumen de Gases	l/kg	922
Calor de Explosión	cal/kg	1013
Potencial	Kg/kg	4238
Ensanchamiento de Trauzl	Cm ³ /10g	420
Poder rompedor, Método HESS	mm	17.50
Resistencia al agua	min	15
Vida útil	años	1

Cálculos de perforación**Longitud de la perforación**

$$L_p = (0.4 - 1.2) \cdot B$$

$$L_p = 0.95 \cdot 1.85$$

$$L_p = 1.75 \text{ m}$$

Donde:

B= Ancho de galería

0.4-0.7 Parámetro según experiencias de campo

Longitud de carga de los barrenos

$$L_c = L_b \cdot a$$

$$L_c = 1.75 \cdot 0.70$$

$$L_c = 1.26 \text{ m}$$

Donde:

L_b = longitud óptima de los barrenos

a = coeficiente de llenado de los barrenos igual a 70%

Diámetro de perforación

$$d_p = d_c + 4$$

$$d_p = 28 + 4$$

$$d_p = 32 \text{ mm}$$

Donde:

d_c = Diámetro de cartucho de la Dinamita.

Longitud de Retacado

$$L_r = L_p - L_c$$

$$L_r = 1.75 - 1.2$$

$$L_r = 0.49 \text{ m}$$

Sección del barreno

$$S_b = \pi \cdot r^2$$

$$S_b = \pi \cdot (19)^2$$

$$S_b = 11.33 \text{ cm}$$

Donde:

r – radio de un barreno, cm
 π = constante igual 3.1415

Cantidad de sustancia explosiva por barreno

$$\begin{aligned} Q_b &= L_c \cdot S_b \cdot \Delta \\ Q_b &= 1.22 \times 11.33 \cdot 1.05 \\ Q_b &= 145.13 \text{ g/cm} \\ Q_b &= 0.14 \text{ kg} \end{aligned}$$

Donde:

Δ _ densidad de la sustancia explosiva, g/cm³

Cálculos de voladura

Calculo de la carga total de sustancia explosiva en el frente.

El gasto específico de la sustancia explosiva, debido a la gran cantidad de factores que influye sobre el gasto específico, no es posible determinarlo por normas comprobadas. Por lo que su valor lo determinamos por formulas empíricas.

$$q = m \left\{ \frac{0.6 \cdot e \cdot \sqrt{f}}{\sqrt{x}} - 0.05 \sqrt{f \cdot S_{frang}} \right\}$$

$$q = 1 \left\{ \frac{0.6 \cdot 1.09 \cdot \sqrt{8}}{\sqrt{0.87}} - 0.05 \sqrt{8 \cdot 3.34} \right\}$$

$$q = 1.7 \text{ Kg/m}^3$$

Donde:

q = Gasto específico de la sustancia explosiva, Kg/m³
 m = Coeficiente de afluencia del número de caras libres en el frente.

e = Coeficiente que toma en cuenta la capacidad de trabajo, de sustancia explosiva y es igual a la relación existente entre la capacidad de trabajo de la dinamita al 62% y la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva que se emplea.

$$e = \frac{360}{Px}$$

$$e = \frac{360}{330}$$

$$e = 1,09$$

Px = Capacidad de trabajo de la sustancia explosiva a emplearse.

f = Coeficiente de fortaleza de la roca.

x = Coeficiente que depende del diámetro de la dinamita.

Como generalidad pueden considerarse los siguientes factores

Tabla 8. Clasificación de dureza

Tipo de Roca	Factor kg/m ³
Muy difíciles	1.5 a 1.8
Difíciles	
Fáciles	
Muy fáciles	1.0 a 1.2

Carga de sustancia explosiva en el frente

$$Q = q * S_{fronq} * LP. k$$

$$Q = 1.7 * 3.34 * 1.75 * 0.90$$

$$Q = 8,9 \text{ Kg}$$

Donde:

K_ coeficiente de utilización de los barrenos.

Tabla 9. Consumo de explosivo según datos prácticos.

ZONAS	n° de taladros	Tacos dinamita	peso gramos	
CUÑA	4	6	714	
Ayudas	4	4	476	
cuadradores	12	6	714	
Alzas y techos	12	6	714	
TOTAL	32	22	2618	

Número de barreno en el frente

$$N^{\circ} \text{ tal} = 10 \times \sqrt{A} \times h$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = 10 \times \sqrt{3.34} \times 1.80$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = 32.8 \quad \text{Trabajaremos con 32 taladros.}$$

Donde:

A= Sección de la galería

Cálculo del número de barrenos de contorno

$$N \text{ cont.} = \frac{4\sqrt{S.Luz}}{b}$$

$$N \text{ cont.} = \frac{4\sqrt{3.25}}{0.70}$$

$$N \text{ cont.} = 10.3 + 1 = 11$$

Donde:

S_{Luz} _ sección luz de la galería, m^2

b: distancia máxima entre barrenos de contorno, m

Dentro de los barrenos que de disponen en el contorno de la galería adicionamos un barreno para la cuneta.

$$N \text{ cont.} = 11$$

Gasto de sustancia explosiva por metro de barreno

$$Qm = \frac{Qb}{Lb}$$

$$Qm = \frac{0.14}{1.75}$$

$$Q_m = 0.08 \text{ Kg/m}$$

Donde:

Q_b _ gasto de la sustancia explosiva por barren, kg

L_b _ longitud óptima de los barrenos, m

Gasto de sustancia explosiva en los barrenos de contorno

Carga en barrenos de contorno (0.85 - 0.95)

$$Q_b \text{ cont} = (0.85 \times 0.14)$$

$$Q_b \text{ cont} = 0.11$$

$$Q \text{ cont} = N_{\text{cont}} \cdot Q_b$$

$$Q \text{ cont} = 11.0, 11$$

$$Q \text{ cont} = 11, 21 \text{ kg}$$

Línea de mínima de resistencia de los barrenos del cuele

La línea de mínima resistencia para los barrenos de cuele cuando se emplea cartuchos de S.E. granulado o Ango, depende del coeficiente de resistencia de la roca.

Distancia entre barrenos en dependencia de la resistencia de rocas

$$W_c = 2, 2, db$$

$$W_c = 2, 2, 3, 8$$

$$W_c = 8, 36 \text{ com}$$

Donde:

db _ Diámetro de los barrenos, cm

Esta distancia ha sido determinada entre las paredes de los barrenos.

$$do = W_c + 2r$$

$$do = 8, 36 + 2(1, 9)$$

$$do = 12, 16 \text{ cm}$$

Donde:

do _ línea mínima de resistencia, cm

r _ diámetro de los barrenos, cm

Determinación del espaciamiento entre barrenos de cuele

La disposición de los barrenos en el frente se realiza en dependencia de los siguientes factores:

- Fortaleza de la roca.
- Dimensiones de la sección transversal de la excavación.
- Método de explosión.

El espacio entre barrenos debe ser tal, que garantice un excelente trozamiento de la roca y buena superficie libre para la salida de barrenos de arranque.

$$d = d_0 \sqrt{2}$$

$$\sqrt{2} \quad d = 12,16$$

$$d = 17,19$$

Donde:

d _ espacio entre barrenos de cuele, cm

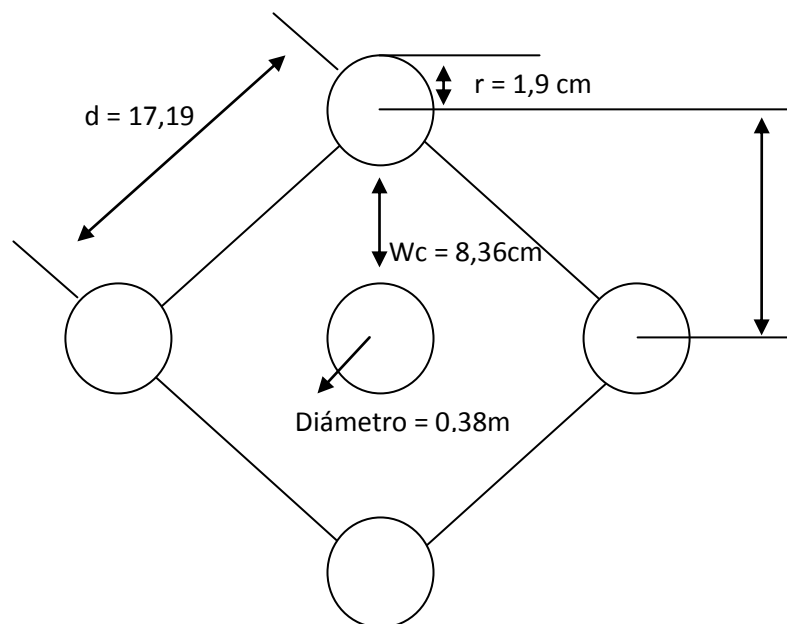


Figura N° 36 - Cuele recto con disposición paralela de los barrenos

Carga total de la sustancia explosiva de los barrenos de cuele

La carga de los barrenos de cuele se calcula en base a la carga total de S.E. para el número total de barrenos distribuidos en el frente, en este caso la carga por barreno y un coeficiente de correlación.

$$\begin{aligned} q_c &= (1,1 \text{ a } 1,3) Q_b \\ q_c &= (1,2) 0,14 \\ q_c &= 0,168 \end{aligned}$$

Donde:

q_c _ carga de la S.E. en un barreno de cuele, kg.
 Q_b _ carga promedio de S.E. por barreno, kg.

Ahora calculamos la carga total de S.E. empleada en los barrenos del cuele.

$$\begin{aligned} q_{tc} &= N_c q_c \\ q_{tc} &= (4) (0,168) \\ q_{tc} &= 0,672 \text{ kg} \end{aligned}$$

Donde:

N_c _ número de barrenos de cuele.

Línea de mínima resistencia para barrenos de arranque

$$\begin{aligned} W_{arr} &= \frac{L_b - 0,40}{2} \\ W_{arr} &= \frac{1,75 - 0,40}{2} \\ W_{arr} &= 0,67m \approx 0,60 \end{aligned}$$

Donde L_b = longitud del barreno, m

Espaciamiento entre barrenos de arranque

$$\begin{aligned} d_1 &= (1,1 \text{ a } 1,2) W_{arr} \\ d_1 &= (1,1) (0,60) \\ d_1 &= (0,66) \end{aligned}$$

Carga de los barrenos de arranque

La carga total de los barrenos de arranque la determinamos conociendo la carga de los barrenos de cuele + contorno.

$$q_{tarr} = Q - q_{tc} - q_{tcont}$$

$$q_{tarr} = 9,9 - 0,672 - 1,21$$

$$q_{tarr} = 8,0$$

Donde:

Q _ carga total de S.E. en el frente, kg

q_{tcont} _ carga total de S.E. en los barrenos de contorno, kg

Por lo tanto la carga de S.E. en cada barreno de arranque será:

$$q_{arr} = \frac{q_{tor}}{N_{arr}}$$

$$q_{arr} = \frac{8}{8}$$

$$q_{arr} = 1$$

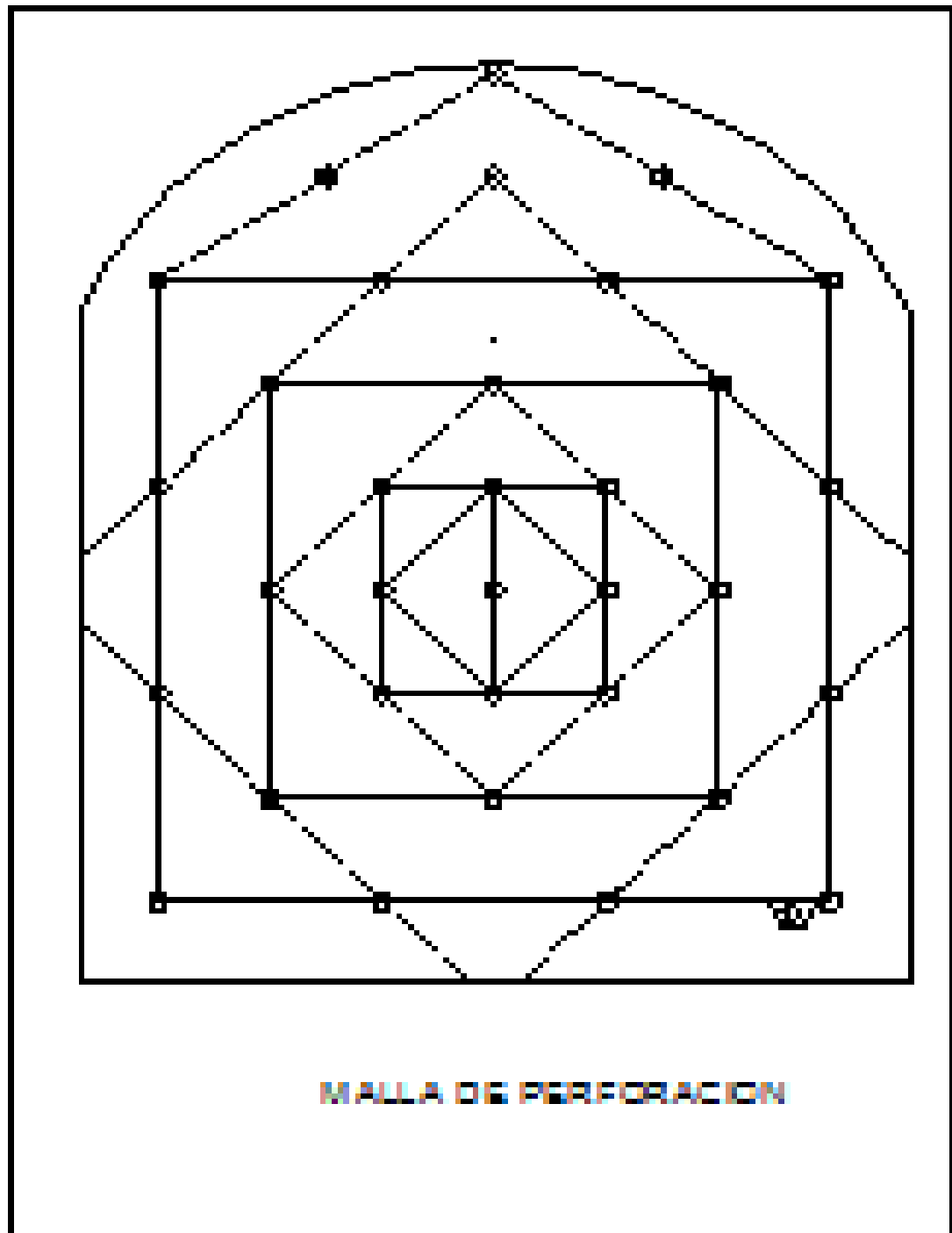


Figura 37 malla de perforación

4.5 VENTILACION

DESCRIPCIÓN DE LOS MÉTODOS DE VENTILACIÓN DE MINAS:

El sistema escogido será probablemente una combinación de los métodos que presentamos a continuación:

Ventilación Natural:

La energía más barata y abundante en la naturaleza es el aire natural, que se utiliza en la ventilación para minas subterráneas.

Este aire se introduce por la bocamina principal de ingreso, recorriendo el flujo del aire por la totalidad del circuito de ventilación, hasta la salida del aire por la otra bocamina.

Para que funcione la ventilación natural tiene que existir una diferencia de alturas entre las bocaminas de entrada y salida.

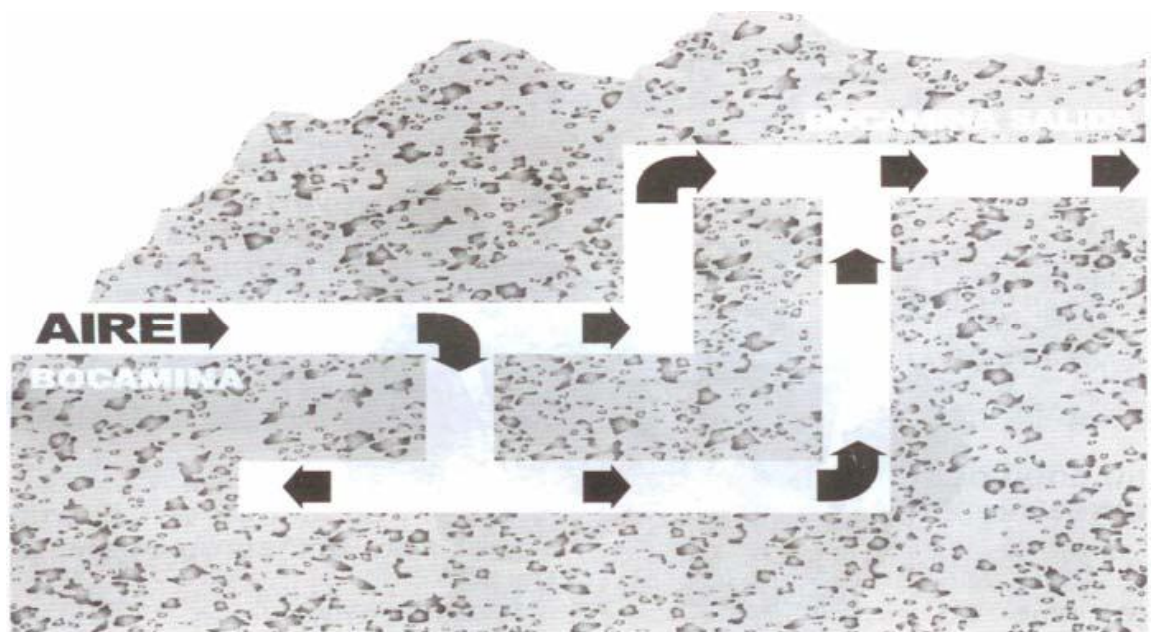


Figura 38. Dirección del flujo de aire en una mina

En vista que la VENTILACIÓN NATURAL es un fenómeno de naturaleza inestable y fluctuante, en ninguna faena subterránea moderna debe utilizarse como un medio único y confiable para ventilar sus operaciones.

Ventilación Auxiliar:

Como ventilación auxiliar o secundaria, definimos aquellos sistemas que, haciendo uso de ductos y ventiladores auxiliares, ventilan áreas restringidas de las minas subterráneas, empleando para ello circuitos de alimentación de aire fresco y de evacuación del aire viciado que les proporciona el sistema de ventilación general.

Por extensión, esta definición la aplicamos al laboreo de túneles desde la superficie, aún cuando en estos casos no exista un sistema de ventilación general. Los sistemas de ventilación auxiliar que pueden emplearse en el desarrollo de galerías horizontales, utilizando ductos y ventiladores auxiliares son:

- Sistema impelente: El aire es impulsado dentro del ducto y sale por la galería en desarrollo ya viciado.

Para **galerías horizontales de poca longitud y sección** (menores a 400 metros y de 3.0 x 3.0 metros de sección), lo conveniente es usar un sistema impelente de mediana o baja capacidad, dependiendo del equipo a utilizar en el desarrollo y de la localización de la alimentación y evacuación de aire del circuito general de ventilación de la zona.

- Sistema aspirante: El aire fresco ingresa a la frente por la galería y el contaminado es extraído por la ductería.

Para ventilar **desarrollos de túneles desde la superficie**, es el sistema aspirante el preferido para su ventilación, aún cuando se requieren elementos auxiliares para remover el aire de la zona muerta, comprendida entre la frente y el extremo de la ductería de aspiración.

- Un tercer sistema es el combinado, aspirante-impelente, que emplea dos tendidos de ductería, una para extraer aire y el segundo para impulsar aire limpio a la frente en avance. Este sistema reúne las ventajas de los dos tipos básicos, en cuanto a mantener la galería y la frente en desarrollo con una renovación constante de aire limpio y en la velocidad de la extracción de los gases de disparos, con la desventaja de su mayor costo de instalación y manutención.

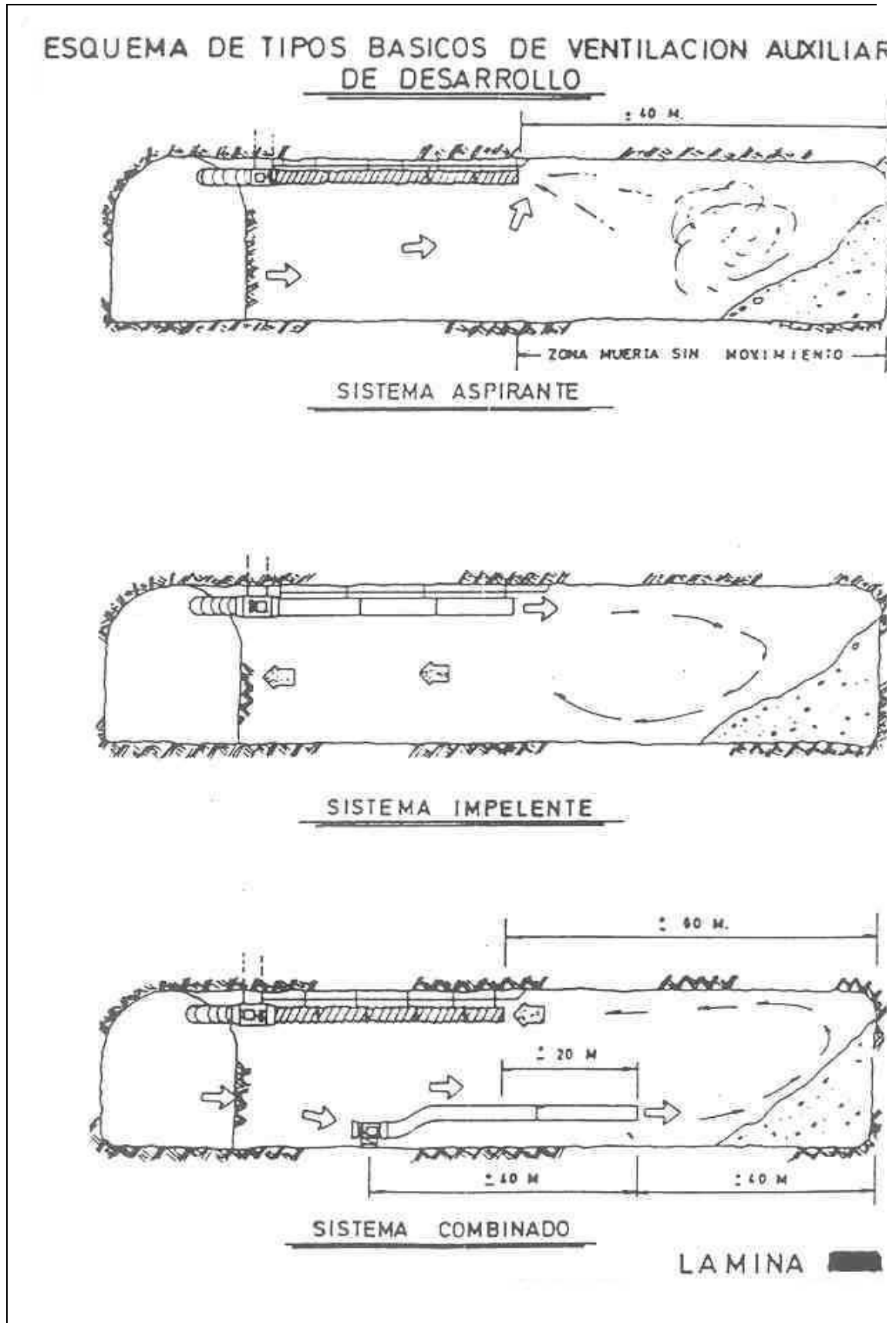


figura 39. Sistemas de ventilacion

CALCULO DE CAUDAL DE AIRE NECESARIO

Determinacion de la cantidad de aire necesario en funcion del numero de trabajadores para el proyecto Adriano se recomienda utilizar un mejor ventilador para mejorar el sistema de ventilacion.

$$Q = \frac{Q_1 * n * K}{60}$$

$$Q = \frac{6 * 8 * 1,45}{60}$$

$$Q = 1,16 \text{ m}^3/\text{s}$$

Donde:

Q_1 - Cantidad de aire necesario para la respiración normal de los obreros, m^3

q - Norma de aire por persona $6\text{m}^3 / \text{min}$

n - Numero de personas que se encuentran trabajando simultáneamente en el frente.

K - Coeficiente de reserva.

Para extraer el aire viciado de la mina utilizaremos un ventilador tipo turbina para mejor desarrollo.

4.6 FORTIFICACION

La fortificación de las minas es una construcción que se realiza a las excavaciones subterráneas para prevenir la destrucción de rocas circundantes y preservar las dimensiones de la labor. La fortificación de minas como una obra de ingeniería debe satisfacer una serie de exigencias técnicas, productivas y económicas.

En la mina Adriano no se utiliza fortificación por ser una roca altamente competente y solo se utilizara una fortificación en zonas algo vulnerable.

4.7 CARGA Y TRANSPORTE

El cargado del material volado se realizara mediante una maquina cargadora de volteo. El material volado tendrá que ser transportado desde el frente hasta la tolva de almacenamiento ubicada en la superficie.

Tiempo de cargado del material volado

$$T_c = \frac{V_r}{P_c} + t_o$$

$$T_c = \frac{5.67}{10.2} + 0.21$$

$$T_c = 0.76 \text{ horas, 45 minutos}$$

Donde:

VR = Volumen de roca por voladura, m³.
 PC = Productividad de la maquina cargadora, m³ /h.
 TO =Tiempo utilizado en el cambio de vagones.

$$T_o = \frac{t_1(nv-1)}{60}$$

$$T_o = \frac{1(14-1)}{60}$$

$$T_o = 0.21 \text{ horas}$$

T₁ = Tiempo empleado en el cambio de un vagón cargado por un vacío, min.
 Nv = Número de vagones por voladura.

Tiempo empleado en el transporte de material volado

En el transporte de material volado se realizara por vía de rieles con una locomotora hasta la tolva principal.

$$T_v = T_c + T_{rc} + T_d + T_{rv} + T_m$$

$$T_v = 45 + 20 + 13013 + 12$$

$$T_v = 90 \text{ minutos}$$

Donde:

T_v = Tiempo de un viaje, min.
 T_c = Tiempo de cargado, min.
 T_{rc} = Tiempo de recorrido cargado, min.

$$T_{rc} = \frac{L}{V_{rc} (60)}$$

$$T_{rc} = \frac{1200}{1 (60)}$$

$$T_{rc} = 20 \text{ minutos}$$

L = Longitud de recorrido cargado, m.
 V_{rc} = Velocidad de recorrido cargado, m/s.
 T_d = Tiempo de desenganche de los vagones, min.

$$T_d = \frac{N_v * t^d}{60}$$

$$T_d = \frac{14 * 11}{60}$$

$$T_d = 2.56 \text{ min}$$

t^d = Tiempo de desenganche de un vagón, s.
 N_v = Número de vagones de viaje.

$$t_{rv} = \frac{L}{V_{rv} (60)}$$

$$t_{rv} = \frac{1200}{1.5 (60)}$$

$$t_{rv} = 13.3 \text{ min}$$

t_{rv} = Tiempo de recorrido de locomotora vacío.
 V_{rv} = Velocidad de recorrido vacío.
 t_m = Tiempo de maniobras

Como se analizó el sistema actual que trabaja la empresa no es recomendable se tiene que cambiar por un sistema mecanizado introduciendo rieles con carros mineros de mayor capacidad en el mercado nacional fácilmente se puede construir.



Figura N.- 40 Carros mineros para rieles
Fuente Franklin Pacurucu



Figura N.- 41 Diferentes dimensiones de rieles
Fuente Franklin Pacurucu



Figura N.- 42 Locomotora para mina
Fuente Franklin Pacurucu



Figura N.- 43 Rieles para mina
Fuente Franklin Pacurucu

4.8 ALUMBRADO

La iluminación consiste en colocar bombillos a una longitud de 10 metros con focos de 100W los mismos serán colocados a lo largo de la galería principal de transporte.

4.9 GASTOS DE PRODUCCION.

Los gastos que se realizaron en la mina Adriano según datos de la empresa Amlatminas son los siguientes:

Tabla 10. Resumen de los costos en la operación de la mina en el primer Bloque

COSTOS \$ AMERICANOS EN EL FRENTE PARA CONECTARNOS CON EL BLOQUE	
Costo personal técnico	1300.00
50% Compartido con el bloque; costo de personal	8447.22
Costo de alimentación	475.00
Costo de materiales	437.10
Costo de explosivo	1987.11
Costo de combustible	791.74
Costo de madera	544.00
Costo total	13982.15
Avance del By pass mts.	46.50
Costo por metro	300.69

En los datos de costos se observa según los registros de la empresa Amlatminas el costo por metro de avance llega alrededor de 300 dólares

Tabla 11. Producción de mineral durante un mes

PRODUCCION MENSUAL					MES.....ENERO.....
DIA	Nº vagones QZ	Caj	CUARZO Ton	CAJA ton	OBSERVACIONES
1	0	0	0	0	
2	0	0	0	0	
3	0	0	0	0	
5	50	12	35	7,92	
6	81	25	52,5	16,5	
7	75	26	52,5	17,16	
8	50	24	35	15,84	
9	75	27	52,5	17,82	
10	50	25	35	16,5	
11	50	28	35	18,48	
12	75	16	52,5	10,56	
13	75	29	52,5	19,14	
14	50	27	35	17,82	
15	100	30	70	19,8	
16	50	31	35	20,46	
17	75	26	52,5	17,16	
18	54	28	35	18,48	
19	100	25	70	16,5	
20	130	27	87,5	17,82	
21	130	15	87,5	9,9	
22	75	26	52,5	17,16	
23	100	25	70	16,5	
24	130	23	87,5	15,18	
25	50	12	35	7,92	
26	75	27	52,5	17,82	
27	75	16	52,5	10,56	
28	75	24	52,5	15,84	
29	50	19	0	12,54	No llevaron los volquetes
30	75	20	87,5	13,2	
31	50	12	35	7,92	
Total			1400	412,5	

Tabla 12. Resumen de los costos de producción en el bloque

COSTOS \$ AMERICANOS EN EL BLOQUE DE PRODUCCION	
Costo personal técnico	1300.00
50% Compartido con el bloque; costo de personal	5826.50
Costo de alimentación	475.00
Costo de materiales	780.00
Costo de explosivo	3716.71
Costo de combustible	814.56
Costo de madera	0.0
Costo total	12912.77
Producción mes ton.	412.50
Costo por metro	31.34

Es un costo elevado, consecuencia del sistema de explotación anti técnico utilizado por la empresa.

Tabla 13. Costos de explotación en el frente de Cerro Pelado

COSTOS \$ AMERICANOS MINA ADRIANO (CERRO PELADO)	
Marzo 2010	
▪ Costo personal técnico Compartido con mina Ecuaba	1275
▪ Costo de personal de apoyo Mecánico 50%, cocinero, Polvorín, Personal Varios 50%	1590.49
▪ Costo personal	9540,85
▪ Costo de alimentación	1200.00
▪ Costo de materiales Incluye brocas, barrenos, accesorios, filtros Palas, equipo de protección	3184.63
▪ Costo de explosivo Incluye pólvora, fulminantes, mechas, Conectores, nitrato	4957.67
▪ Costo de combustible	861.43
▪ Costo de madera	0
▪ Costo de Mecánica 65% del total	44.72
▪ ARRIENDOS(Compartido con la mina Ecuaba)	1250
▪ Equipos 2 Vagones de transporte	2400
Costo total	26304.79
PRODUCCION	1242.5
COSTO POR TONELADA	21.17

En los dos cuadros anteriores de costo del minado en el primer bloque con el sistema actual de explotación que utilizan llegan a tener un costo de 21 y 31.34 \$/ton que es un poco alto debido al sistema que utilizan, si ejecutamos el nuevo método se mejora el rendimiento y bajaría este costo de minado.

Gastos con el nuevo sistema de explota método por subniveles

Cuando se encuentre preparado el bloque para comenzar a minar procedemos a la perforación del bloque.

Numero de taladros por cada corte 3192

Avance por corte 2,10m

DATOS TÉCNICOS DE BROCA Y BARRENO SEGÚN EXPERICIA DE CAMPO

1 broca tiene una vida útil en roca dura de 64,6m

1 barreno tiene una vida útil de 672m de perforación.

Con estos parámetros para el primer corte necesitaremos 10 barrenos de 2,4

Barrenos de 1,20m 3 unidades

Barrenos de 1,8m 3 unidades

Brocas utilizaremos 110 unidades

Tabla 14. Costo según el nuevo método de explotación

GASTO \$ AMERICANOS DE LA OPERACIÓN CON EL NUEVO SISTEMA DE EXPLOTACIÓN	
➤ Costo de personal técnico	2000
➤ Sueldo Capataz	1000
➤ Sueldo del personal de apoyo (Mecánico, cocinero, polvorín)	1500
➤ Costo de personal de producción	5900
➤ Costo de alimentación	1400
➤ Costo de materiales	8040
➤ Costo del explosivo Pólvora, mecha, fulminante.	3208
➤ Costo combustible	1200
➤ Costo de mecánica	1000
COSTO TOTAL	25248
PRODUCCIÓN POR CORTE	4838,4
COSTO POR TONELADA	5,2 \$/ ton.

Se puede demostrar que es ventajoso aplicar este nuevo método de explotación con el sistema anterior nuestro costo por tonelada alcanzaba hasta 21,17 \$/ ton y con una producción mensual máxima de 1800 t/mes.

4.10 CONCLUSIONES:

La construcción de la galería para llegar al bloque se lo realiza en un tiempo muy largo debido a la falta de planificación y tecnificación de la mina, en cuanto a los costos proporcionados por la empresa en el proyecto Adriano llegan a fluctuar a un costo por avance de hasta trescientos dólares por metro, y el costo por tonelada extraída entre veintiuno y veintinueve dólares por tonelada extraída, en la investigación realizada se puede lograr bajar el costo de extracción a menos de diez dólares por tonelada, con una mayor producción y por ende mayor rentabilidad.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

En la empresa minera Amlatminas, uno de los proyectos es el denominado Adriano el cual es el objeto de la investigación; se observó y analizó que el sistema de explotación que utilizan en la mina es anti técnico debido a la no planificación, el costo elevado en el minado ha implicado un exceso en el personal empleado, en el transporte del mineral utilizando vagones con llanta neumática para recorrer grandes distancias, lo cual ha hecho que se utilice mayor cantidad de personal y por lo tanto elevando los costos en el acarreo.

Se recomienda evaluar con profundidad las reservas del yacimiento; cambiar el sistema de explotación por el MÉTODO DE SUBNIVELES, y si fuera necesario en el transcurso del minado combinar con el Método del Shrinkage Convencional, para el acarreo de mineral es conveniente poner rieles en la mina. Al principio es costoso aparentemente, pero a medida que se avanza se vuelve totalmente económico utilizando menos personal y siendo más eficiente en el transporte.

Se recomienda en cuanto a la Seguridad Industrial, mayor atención, mejorando la señalización y dando inducciones al personal.

BIBLIOGRAFIA

Para este propósito contamos con Bibliografía Especializada sobre:

- E. T. S. DE Ingenieros de Minas. Guía para diseño y construcción de Escombreras. Madrid. 2002.
- ESTRUCH. S. Topografía Subterránea para Minería. Barcelona. 2002. 2ed.
- EXA. S.A. Manual práctico de voladura 4
- GAVILANES/BAYRON. H. Introducción a la Ingeniería de túneles. Ecuador. Aimé. 2004
- HOEK. E. / BROWN. E. T. Excavaciones subterráneas en roca 1999
- LLANQUE. O. / TORRES. V. / CHOQUE. Y. Explotación Subterránea. Perú. Perú Offset Editores. 1999. 1ª ed.
- LOPEZ. G. Ingeotúneles. España-Madrid. 2001, Entorno Gráfico.
- LUCIANO. C. Teoría y acción del mundo minero. Abril-2007. Edición 246
- PINO. L. Profundización de la mina Milpo para incrementar la producción. Perú. 2000.
- REVUELTO. B. / LOPEZ. C. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras.
- PRODEMINCA. Evaluación de Distritos mineros en el Ecuador. 2000, Quito.
- JUAN HERRERA HERBERT. Métodos de Minería a Cielo Abierto. 2003 Universidad Politécnica de Madrid.
- MINISTERIO DE ENERGIA Y MINAS. El ABC de la minería en el Ecuador. Junio 2007 Editorial Dimedios.