

UNIVERSIDAD DE GUANAJUATO

UNIVERSIDAD DE DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA EN MINAS, METALURGIA Y GEOLOGÍA GUANAJUATO

Proyecto mina subterránea en Compañía Minera Dolores.

TESIS

Para obtener el título de Ing. de minas.

Presenta:

Efraín Orocio Escobar.

Director de Tesis:

Ing. Benito Ricardo Marín Herrera.

Guanajuato, Gto. Noviembre 2018

AGRADECIMIENTOS Y DEDICATORIAS.

AGRADECIMIENTOS.

Agradezco en primer lugar a Dios, que me ha permitido seguir adelante en todos los aspectos de mi vida.

Agradezco a todos los que me apoyaron y me ayudaron a realizar mi proyecto.

Un agradecimiento especial a la empresa Panamerican Silver que me ha permitido utilizar parte de la información para llevar a cabo este proyecto.

DEDICATORIAS.

Dedico este trabajo en especial a mi esposa porque gracias a su apoyo en todo momento me impulso y me dio ánimos para concluir.

Dedico este trabajo a mi madre que gracias a su esfuerzo y empeño es sus trabajos me pudo ayudar económicamente para que fuera posible realizar mis los estudios universitarios.

Dedico este proyecto a mi padre QED, ya que si el viviera estaría orgulloso de mí, por todos los logros que he llevado a cabo en el ambiente laboral.

Dedico este trabajo a mis hijos Jazmín y Efraín, para que con mi ejemplo ellos se motiven a terminar sus estudios y superar sus metas.

Índice General

	Pág.
INTRODUCCIÓN	6
CAPÍTULO 1.- MARCO TEÓRICO	7
CAPÍTULO 2.- OBJETIVOS	9
2.1.- Objetivo general.....	9
2.2.- Objetivo específico.....	9
2.3.- Alcances y limitaciones.....	9
CAPÍTULO 3.- ASPECTOS GENERALES	10
3.1.- Origen y evolución.....	10
3.2.- Ubicación.....	12
3.3.- Geografía.....	13
3.3.1.- Clima.....	13
3.3.2.- Flora.....	13
3.3.3.- Fauna.....	15
3.3.4.- Fisiografía.....	16
CAPÍTULO 4.- GEOLOGÍA	17
4.1.- Geología regional.....	17
4.2.- Geología local.....	18
4.3.- Geología de la mina.....	19
4.3.1.- Lito-estratigrafía.....	19
4.4.- Geomorfología.....	22
4.5.- Yacimientos minerales.....	23
4.6.- Geología y mineralización.....	23
CAPÍTULO 5.- PROYECTO RAMPA MINA SUBTERRÁNEA DOLORES	25
5.1.- Descripción del proyecto.....	25

5.1.1.- Datos técnicos de la rampa de acceso.....	26
5.1.2.- Descripción del costo de la rampa de acceso mina subterránea.....	27
5.1.3.- Fase 1 del proyecto, etapa 1.....	28
5.1.4.- Fase 1 del proyecto, etapa 2.....	29
5.1.5.- Equipos a considerar y su costo.....	30
5.2.- Reservas probables y posibles.....	31
5.3.- Exploración.....	33
5.4.- Sistema de explotación.....	36
CAPITULO 6.- EFICIENCIA DE LA OPERACIÓN PARA REDUCCIÓN DE COSTOS.....	42
6.1.- Barrenación.....	42
6.2.- Rezagado.....	43
6.3.- Explosivo.....	44
6.4.- Acarreo.....	46
6.5.- Fortificación.....	47
6.6.- Ventilación.....	50
CAPITULO 7.- IMPORTANCIA DE LA SEGURIDAD.....	53
7.1.- Seguridad en el trabajo.....	54
7.2.- Accidentabilidad y costos.....	54
7.3.- índices y estadísticas.....	56
CONCLUSIONES.....	61

TABLA DE ILUSTRACIONES.	Pág.
1.- Figura 1 Vista satelital actual de mina Dolores.....	11
2.- Figura 2 Ubicación.....	12
3.- Figura 3 Terrenos tectono-estratigráficos de México.....	17
4.- Figura 4 El mapa geológico local.....	18
5.- Figura 5 Esquema de las relaciones estructurales y estratigráficas en Dolores.....	20
6.- Figura 6 Mapa geológico simplificado de la propiedad Dolores.....	20
7.- Figura 7 Lito-estratigrafía simplificada en Dolores.....	21
8.- Figura 8 Muestra de sistema de fallas en mina dolores.....	24
9.- Figura 9 Concepto general del proyecto de rampa de la mina subterránea.....	26
10.- Tabla 1 Costo estimado de desarrollo subterráneo.....	27
11.- Tabla 2 Costo estimado de la barrenación de diamante.....	27
12.- Tabla 3 Costo del equipo para ventilación.....	28
13.- Tabla 4 Permisos y trabajos en superficie.....	28
14.- Tabla 5 Total estimado de los costos de la fase 1.....	28
15.- Figura 10 Presenta el estado del portal trabajo de Mine Finders.....	29
17.- Tabla 6 Equipo.....	30
18.- Tabla 7 Personal.....	30
19.- Tabla 8 Inventario de recursos subterráneos de Dolores.....	32
20.- Tabla 9 Resumen de los barrenos de perforación de diamante.....	35
21.- Figura 11 Sistema de minado con barrenación larga.....	36
22.- Tabla 10 Ventajas y desventajas de la aplicación de barrenación larga.....	41
23.- Figura 12 Diseño de plantilla de Barrenación sección de 6*5.50.....	43
24.- Tabla 11 Calculo de explosivo.....	46
25.- Tabla 12 Cantidad de explosivo por disparo.....	46
26.- Figura 13 Muestra el ancla a utilizar y su accionar.....	49

INTRODUCCIÓN.

La unidad minera Dolores se localiza en el estado de Chihuahua, dentro de lo que se conoce como la franja del oro de la Sierra Madre Occidental propiedad de la empresa canadiense Panamerican Silver S.A de C.V. Esta mina inicio sus actividades como minería a cielo abierto.

La mineralización de plata y oro está presente como vetas epitermales de sulfuración de baja a media, depósitos de sílice, brechas y reemplazos. La minería en Dolores es actualmente por métodos estándar a cielo abierto con palas, cargadores y camiones de transporte. Así mismo, la mina utiliza tecnología convencional de lixiviación de cianuro para producir doré de oro y plata.

En el 2015, se aprobó una inversión de \$ 132 millones de dls para desarrollar una nueva mina subterránea para complementar las operaciones a tajo abierto, construir una nueva planta de aglomeración de 6,000 toneladas por día y una nueva línea eléctrica. Luego del inicio de la nueva planta de aglomeración en el 2017, el incremento de la capacidad de los patios de lixiviación alcanzará el nivel estimado de 20,000 toneladas por día. Durante los próximos tres años, se espera que la producción promedio de plata aumente en aproximadamente un 27% y el oro en un 69% en comparación con los niveles de producción del 2015.

La evaluación económica incluyo en el cálculo las reservas minerales inferidas lo cual no es recomendable por no tener viabilidad económica demostrada.

CAPÍTULO 1

MARCO TEÓRICO.

El presente trabajo se ha desarrollado tomando como base el estudio económico preliminar realizado para recopilar información sobre los resultados de la barrenación de diamante efectuada a lo largo de 16 años, actualizando con esto los recursos y reservas minerales, así como la evaluación económica para la expansión de la mina Dolores, ya que el mineral que se extraería de una mina subterránea por debajo de los límites actuales del tajo se tendrían que procesar con una planta de aglomeración. Este informe técnico apoya la divulgación de las estimaciones de los recursos minerales, las reservas actualizadas y los resultados de la evaluación económica preliminar.

La evaluación económica preliminar incluye recursos inferidos que se consideran especulativos geológicamente para que se les apliquen las consideraciones económicas que les permitan catalogarse como reservas minerales. Las pruebas metalúrgicas de la mineralización de Dolores han mostrado una fuerte relación entre el tamaño de las partículas y la recuperación metalúrgica, con una disminución en el tamaño de las partículas el resultando en una mayor recuperación metalúrgica. Panamerican Silver S.A. de C.V. ha determinado que la recuperación de la mineralización en un grado superior puede mejorarse construyendo una planta de aglomeración para moler, filtrar y aglomerar las partículas de mineral de mayor grado y luego enviarlas a las celdas para lixiviación.

La posibilidad de desarrollar una mina subterránea para proporcionar mineral como complemento al ya existente en el tajo con la construcción de una planta de aglomeración ya fue investigada, el estudio concluyó que, aunque la economía era positiva, no era suficiente para justificar el desarrollo de una mina subterránea sin el beneficio de la recuperación adicional de metales que se lograría por la planta de aglomeración. La vida de los planes mineros y la economía que se presentan en la evaluación económica preliminar suponen que la planta de aglomeración y la mina subterránea se desarrollarán juntas. La construcción del proyecto de expansión podría completarse durante un período de 15 a 18 meses e implicaría el aumento de la producción actual de 16,200 a 20,000 toneladas por día, donde el proceso de aglomeración comprendería 6,000 toneladas de mineral de alta ley, que se dividiría 4,500 del tajo y 1,500 de mina subterránea considerando una recuperación en la planta de aglomeración de 60 % de la ley de mineral alimentado a la planta, el resto del mineral sería recuperado en los patios de lixiviación. La planta de la aglomeración sería para triturar y moler el material y clasificar el tamaño de partícula, espesamiento, filtración, aglomeración, e instalaciones del reactivo. El proceso de aglomeración de la pulpa tiene la ventaja de que se estaría procesando inmediatamente la recuperación de los metales preciosos, comparado con la del tajo que se deposita en los patios de lixiviación y se tiene que esperar a que lixivie el mineral.

El proyecto de la mina subterránea está considerado uno de los más importantes de la empresa Panamerican Silver S.A. de C.V., ya que sustituirá parte de la producción que dejará de producir la mina de Álamos que está llegando al final de su vida.

CAPÍTULO 2

OBJETIVOS.

2.1.- OBJETIVO GENERAL.

Llevar a buen término la preparación de la mina en general, iniciando con la rampa principal que será el acceso a la mina subterránea, para esto la preparación de la mina se hará en tiempo y forma con el desarrollo necesario y adecuado al método de exploración propuesto que es el de barrenación larga, mineral que se encuentra por debajo del límite final de la vida del tajo.

El programa indica el desarrollo de la mina subterránea que comienza en 2015 alcanzando la producción máxima en 2018 y una vida de la mina de aproximadamente de 12 años, incluyendo tiempo de construcción.

2.2.- OBJETVO ESPECÍFICO.

Llevar a buen término la preparación de la rampa general en cuanto a seguridad, costos, desarrollo, rezagado, fortificación y ventilación, que será el acceso a la mina subterránea por el cual se pretende que sea la extracción para el complemento del tonelaje que procesará la planta de aglomeración, que fluctuará entre las 5,000 y 6,000 toneladas, en donde 1,500 toneladas serán de mina subterránea y el resto se alimentará del tajo.

Conocimiento y control de los parámetros de los procesos de barrenación, voladura, rezagado, fortificación y ventilación, lo cual se realizará mediante la observación y toma de tiempos en campo, así como la eficiencia en el uso de los equipos, personal y materiales.

Incrementar el rendimiento, así como la utilización de los equipos mediante la disminución de los tiempos improductivos en los procesos.

2.3.- ALCANCES Y LIMITACIONES.

El trabajo se realizó en el proyecto mina subterránea de la CMD, perteneciente a Panamerican Silver S.A. de C.V., y se contó con el apoyo de superintendencias y gerencias de las diferentes áreas.

2.3.1.- ALCANCES

El presente proyecto está enfocado al desarrollo de las obras en tepetate las cuales servirán para la exploración, preparación y explotación de la mina subterránea, se pretende alcanzar en el año 2016 el total del desarrollo de la rampa para los próximos dos años tener

completamente la mina en producción, con el presente proyecto se pretende hacer lo mas eficiente que se pueda los trabajos de operación para tener la menor demora en cuanto a los ciclos de trabajo y equipo.

Para lograr los objetivos es necesario involucrar a todo el personal que participa en el desarrollo del proyecto para lograr que las obras se lleven en tiempo y forma lo más apegado al presupuesto tanto en costo como en tiempo.

2.3.2.- LIMITACIONES.

La limitante es la escases de personal con experiencia en mina subterránea en la región, ya que no hay mucha minería subterránea en el área, se tendrá que traer personal de otras áreas más lejanas que implicará costos en el traslado o se tendrá que invertir en la capacitación del personal de la zona que a futuro parece ser lo más conveniente.

CAPÍTULO 3

ASPECTOS GENERALES.

3.1.- ORIGEN Y EVOLUCIÓN.

ANTECEDENTES MINA DOLORES

El surgimiento del mineral de Dolores se da en 1772, la zona es descubierta por gambusinos provenientes de Sonora hacia el año de 1860, quienes le dan el nombre de San Francisco, posteriormente es adquirido por la familia Casavantes y su socio Louis Friend, quien a su vez le vende al Sr. Conocido como Tracy.

En 1898 una compañía americana adquirió las propiedades por un monto de 50,000 dlls desde entonces la explotación ha sido sistemática, obteniendo producciones con valor de 750,000 dlls por tonelada, siendo la tercera parte en oro y lo demás de plata. Posteriormente, la compañía mencionada vende a Dolores Mining Company por un total de 1,250,000 dlls, quién abandona sus operaciones debido a los conflictos de 1920, así como a un incendio ocurrido en las instalaciones de la planta; de aquí que dos exempleados formaran la compañía denominada Chávez y Aguayo extrayendo 368,274 toneladas de mineral, hasta su cierre para el año de 1929 provocado por la depresión mundial de los metales.

Durante la década de los 60's hubo alguna actividad desarrollada principalmente por gambusinos sobre obras ya existente. En 1981 el Consejo de Recursos Minerales realiza estudios geológicos, topográficos, de muestreo, rehabilitación de obra y acondicionamiento de caminos a petición del Sr. Liévano Sáenz O. En 1994 la compañía minera Minefinders Ltd. adquiere nueve concesiones mineras con un total 27,700.07 hectáreas obteniendo con esto el 100% de los derechos del proyecto, el cual está actualmente en operación.

A partir de 1995 Minefinders Corporation Ltd., ha realizado estudios geológicos en una superficie de 12 km², 6 km² de mapeo de detalle y 14.9 km² con estudios geofísicos (magnéticos, de resistividad y polarización inducida), así mismo ha llevado a cabo exploración mediante barrenación de circulación inversa y a diamante. Durante el 2000 el Consejo de Recursos Minerales realizó la cartografía geológico-minera, geoquímica y geofísica escala 1:250,000 de la región.

A partir del 2012 Cía. Minera Dolores S.A. de C.V., pertenece al grupo canadiense Panamerican Silver Corp. México, que se dedica a la extracción, beneficio y comercialización de minerales metálicos.

En la Figura 1 se puede ver actualmente como se encuentra la mina del mineral de Dolores, en una toma vía satélite.



Figura 1.- Vista satelital actual de mina Dolores.

3.2.- UBICACIÓN.

La Compañía Minera Dolores se localiza a 240 km al noroeste de la capital del estado de Chihuahua, en el municipio de Madera, aproximadamente a 98 km hacia el suroeste de ciudad Madera y a 15 km del límite con el estado de Sonora, su acceso es por vía aérea y por vía terrestre, se tienen algunos caminos de terracería que parten de Madera y que con el paso del tiempo han ido mejorando hasta alcanzar un nivel óptimo. También por las necesidades de crecimiento de la mina la compañía minera Dolores realizó la construcción de 92 km de camino de terracería que comunica con el poblado de Yepachi, así teniendo por el lado de Chihuahua dos vías de acceso y por el lado de Hermosillo una vía más, estando completamente comunicada en cuanto a carreteras. Figura 2.

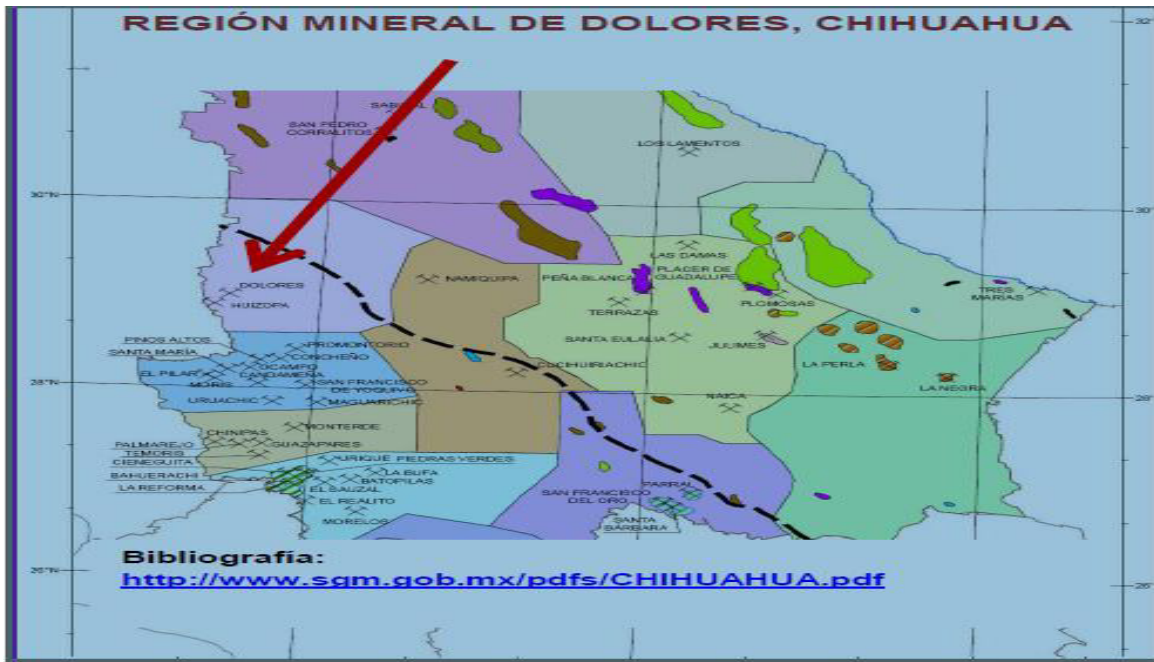


Figura 2.- Ubicación.

3.3.- GEOGRAFÍA.

3.3.1.- CLIMA.

El clima es típico de la Sierra Madre con una temperatura anual promedio de 18 ° C, una mínima anual de -10 ° C y una máxima anual de 45 ° C. La precipitación anual promedio unos 250 milímetros, y gran parte de ella ocurre entre julio y septiembre como breves y fuertes tormentas de lluvia. Las nevadas de corta duración son comunes en diciembre y enero.

3.3.2.- FLORA.

La fauna y la flora de Chihuahua está resguardada en varias áreas de protección, como las de Tutuaca, Campo Verde o Cerro de Mohinora. De acuerdo con la Secretaría del Medio Ambiente y Recursos Naturales, al menos 195 especies están en riesgo de desaparecer.

En la flora chihuahuense predominan los matorrales desérticos, como guamis, hojasén, mariola, cenizo y guayacán. También se hallan el mezquite, los gatuños y el huizache.

Los 10 representantes principales de la flora de Chihuahua

1- Encino

Es un árbol de tronco grande y ramificado que llega a formar extensos bosques.

2- Mimbre

Es un sauce o arbusto de ramas largas y flexibles de color amarillo que suele utilizarse para hacer trabajos de cestería.

3- Nogal silvestre

Es de los árboles más grandes y longevos que se pueden hallar en este desierto.

Su madera es dura y resistente, y es muy utilizado para realizar trabajos de ebanistería.

4- Álamos

Crece frondosamente en los espacios con agua. Sus hojas son anchas y ovaladas, y su madera es blanca y ligera.

5- Girasoles silvestres

Los girasoles silvestres pueden tener varias flores grandes y amarillas.

Pertenecen al grupo de plantas herbáceas. De estos se puede extraer alimento para el ganado.

6- Cactus de pitaya

Son cactus pequeños (no pasan de 50 centímetros) y de varios brazos. Estéticamente destacan por el color rojo-rosado de su fruto, la pitaya.

7- Árbol vara verde

Es un árbol de tronco delgado que crece, permanece verde y florece en los climas desérticos.

Sus flores son pequeñas (miden 2,5 centímetros) y amarillas con pintas rojas en uno de sus pétalos. El aroma de estas flores es dulce.

8- Sotol

Es una planta herbácea de tallo corto, y hojas con espinas en los bordes y una púa en la punta.

El tallo del sotol se usa en la preparación de una popular bebida alcohólica chihuahuense del mismo nombre.

9- Carrizo

Es una planta de raíz larga y rastrera que crece cerca del agua. Se usa en la fabricación de escobas.

10- Parra silvestre

Es una especie de bejuco que suele servir de depósito de agua en los ambientes desérticos.

3.3.3.- FÁUNA.

En lo referente a la fauna, la diversidad en anfibios y reptiles (Herpetofauna) es alta, las especies más abundantes.

1- Lobo mexicano

El lobo mexicano casi desapareció en el estado de Chihuahua durante el siglo XX.

Afortunadamente, grupos de protección a la fauna local lograron reproducirlo y reintroducirlo en su hábitat natural, llegando a acuerdos con los rancheros y autoridades del estado.

2- Víbora de cascabel

Es un tipo de serpiente venenosa que puede alcanzar los 60 centímetros de longitud.

Tiene la cabeza triangular, un cascabel en la cola, y es vivípara. Una gota de su veneno podría matar hasta a 20 hombres.

3- Puma

también conocido como león de montaña, es un mamífero carnívoro de gran tamaño: hasta 2 metros de largo y 100 kilogramos de peso.

Tiene cabeza pequeña y ancha. Sus orejas son redondas y su cola es larga y gruesa.

4- Coyote

Es un mamífero originario del continente americano. Pertenece a la familia *canidae* y tiene un aspecto similar al del lobo o del chacal.

Crece hasta los 60 centímetros aproximadamente. En promedio pesa unos 15 kilogramos y tiene un aspecto muy delgado.

Tiene orejas y hocico largos y una cola ancha y espesa. Es un animal que rara vez anda en manada y vive 6 años en promedio.

5- Búho enano

Es un ave rapaz nocturna de grandes ojos y más pequeño que las demás especies de búho.

Hace sus nidos son hoyos en la tierra y su dieta se basa fundamentalmente en roedores.

Otros animales representativos de este estado mexicano son:

Tortuga del desierto, carpita de Chihuahua, rata canguro, tecolote, gavilán palomero, guajolote silvestre, sapo toro, perrito llanero, trogón orejon y venado pardo.

3.3.4.- FISIOGRAFÍA.

La región conforma una gran mesa que promedia 2 400m de altitud, con relieve ondulado suave. Por encima de la Mesa, emergen cordones montañosos irregulares, de relieve moderado, separados por valles amplios de fondo plano y en parte cenagoso; el modelado de la cabecera del drenaje es dendrítico, y los cauces meándricos se extienden a lo largo de valles amplios.

Hacia el oeste, las alturas se mantienen sin cambio, pero el relieve es más abrupto; la margen de la Mesa es en extremo irregular, endentada por repliegues, ramificaciones y largos espolones que se prolongan entre los cauces mayores, que a su vez se abren y profundizan hasta formar los grandes cañones.

CAPÍTULO 4

GEOLOGÍA.

4.1.- GEOLOGÍA REGIONAL.

Las rocas pre-terciarias al norte y centro de México muestran un rompecabezas de terrenos de arco oceánicos y de islas (Campa & Coney, 1983) (Figura 4.1.1). Estos terrenos alargados crean la mayoría de las estructuras noroeste, mostradas en mapas regionales y nacionales. Movimientos de componente dextral, impulsadas por microplacas empujando dentro del Caribe, juegan un rol importante en el ensamble morfológico. Este proceso, continua hasta el día de hoy, ejemplificado por el sistema de fallas dextrales de San Andrés, el cual continua en el golfo de California. Antes de unirse al levantamiento pacifico este.

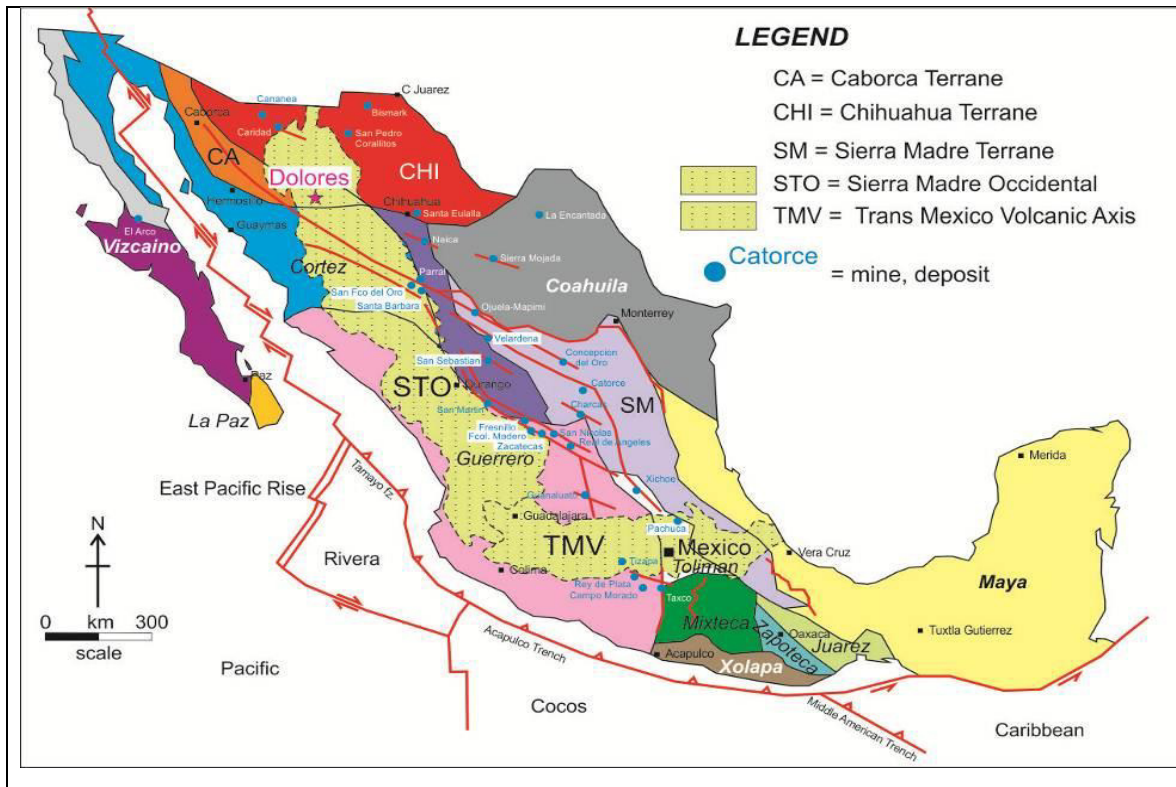


Figura 3.- Terrenos tectono-estratigráficos de México (Redibujado de Campa & Coney, 1983).

Dolores se ubica dentro del cinturón volcánico de la sierra madre occidental, un arco formado por la subducción de la placa del pacífico (Figura 4.1.1). La parte más baja del arco comprende batolitos calco-alcalinos del cretáceo tardío a terciario inferior y rocas volcano-sedimentarias equivalentes. Esto esta generalmente referido localmente como al “Super grupo volcánico inferior” o “Series volcánicas inferiores” (McDowell & Keizer, 1977; Wark

et al., 1991; Wark, 1991). Representando actividad magmática durante la mayoría de la orogenia laramide (aproximadamente 80-40 Ma). Posteriormente continuó dos periodos de erupciones mayores de ignimbritas. En el Oligoceno temprano y en el Mioceno temprano. En conjunto esto constituye el “Súper grupo volcánico superior” o “Series volcánicas superiores”. (McDowell & Káiser, 1977). Acompañando las ignimbritas flujos menores de andesita/basalto y domos riolíticos. La datación sugiere que el “Supergrupo volcánicos superior” empezó la erupción alrededor de 35-32 Ma y finalizó alrededor de 27 Ma en la parte norte de la sierra madre occidental (Wark et al., 1991; Wark, 1991).

Dataciones isotópicas precisas son dispersas, pero muchos depósitos epítimales de baja sulfuración probablemente se desarrollaron durante la primera fase de ignimbritas, en una ventana entre 40 y 27 Ma (Camprubí et al., 2003). Muchos depósitos parecen estar asociados con las calderas que produjeron estas voluminosas ignimbritas, por ejemplo, la Caldera Ocampo. El cinturón epitermal se sobre imponer a un cinturón más viejo de pórfidos de cobre molibdeno que incluyen Cananea y la Caridad (Barra et al., 2005).

4.2.- GEOLOGÍA LOCAL.

El mejor mapeo geológico comprende las hojas 1:250,000 Madera (H12-9) y Tecoripa (H12-12). Realizadas por el servicio geológico mexicano, Están disponibles gratis desde la página web. No existen aún mapas disponibles 1:50,000, La figura 4.2.1 son basadas en estos mapas.

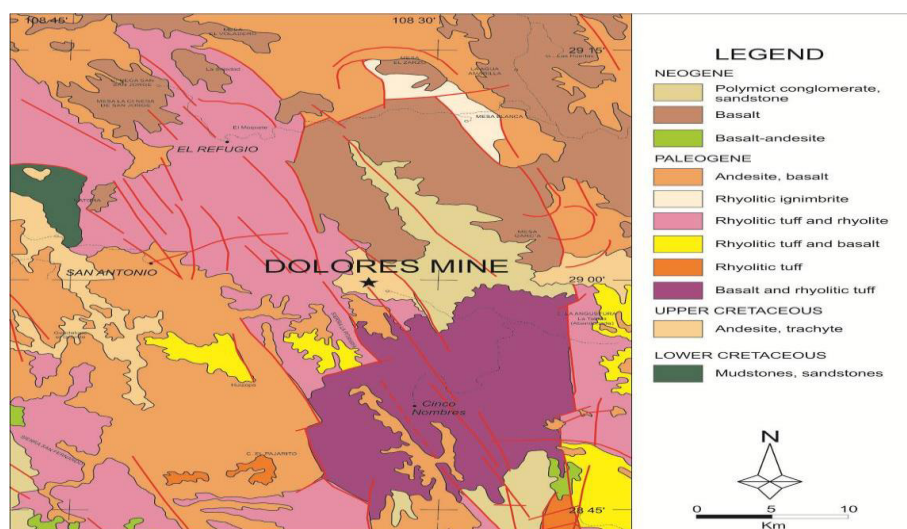


Figura 4.- El mapa geológico local, redibujada de la publicación 1:250,000 de los mapas del servicio geológico mexicano. Marcas en Latitud y Longitud.

El buzamiento de las capas es mayormente sub-horizontal y suavemente ondulado. El mapa erróneamente muestra rocas en Dolores como andesitas – Traquitas de edad cretácea, siendo estas probablemente terciarias, pero no hay ninguna datación absoluta al respecto. El mapa muestra una fuerte dirección nor-noroeste estructural definida por muchas fallas, algunas de ellas con desplazamiento normal aparente. Otras de estas fallas regionales probablemente tuvieron una historia sin-deposicional, controlando cuencas locales.

Dolores se ubica aproximadamente a 42 km al nor- noroeste de Mulatos (depósito de oro de alta sulfuración – Álamos Gold Inc.) y 82 km al nor - noroeste de Pinos Altos (Agnico Eagle, aproximadamente 2.7 M oz de oro, 74 M oz de plata). Pinos Altos, es un sistema de vetas epitermales de baja sulfuración, que se ubica en el borde noreste de la caldera Ocampo, alrededor de 30 km en diámetro. Esta caldera hospeda un distrito epitermal de depósitos de oro-plata, incluyendo la mina Ocampo (Minera Frisco).

4.3.- GEOLOGÍA DE LA MINA.

La mayor parte de lo siguiente corresponde a Overbay et al 2001 y el trabajo de campo de Warren Pratt y Miguel Ponce en el 2012. Todas las coordenadas son en UTM.

4.3.1.- LITO-ESTRATIGRAFÍA.

Esta fue previamente dividida entre volcánico superior e inferior, con una gran discontinuidad inferida entre ellas (Overbay et al., 2001) (Figuras 4.3.1 a 4.3.3). Estas series son tentativamente correlacionadas con los supergrupos mencionados líneas arriba. Sin embargo, no hay un trabajo definitivo o mapeo que confirme esto. Se sugirió que la mineralización ocurre antes de la deposición de la unidad volcánica superior (Overbay et al., 2001). Sin embargo, mapeos recientes muestran otra vez una clara interrupción estratigráfica expuesta, los contactos observados entre las dos series son mayormente fallas (Figura 4.3.1.). Las fallas más importantes de oeste a este son la Chupacabras, San Francisco y la falla este. La falla San Francisco y su caja baja alojan la mayor parte de la mineralización.

La mineralización de la zona se genera principalmente en rocas volcánicas andesíticas, el origen de los depósitos es hidrotermal por relleno de fallas y fisuras siguiendo el fracturamiento NW-SE, así como por reemplazamiento.

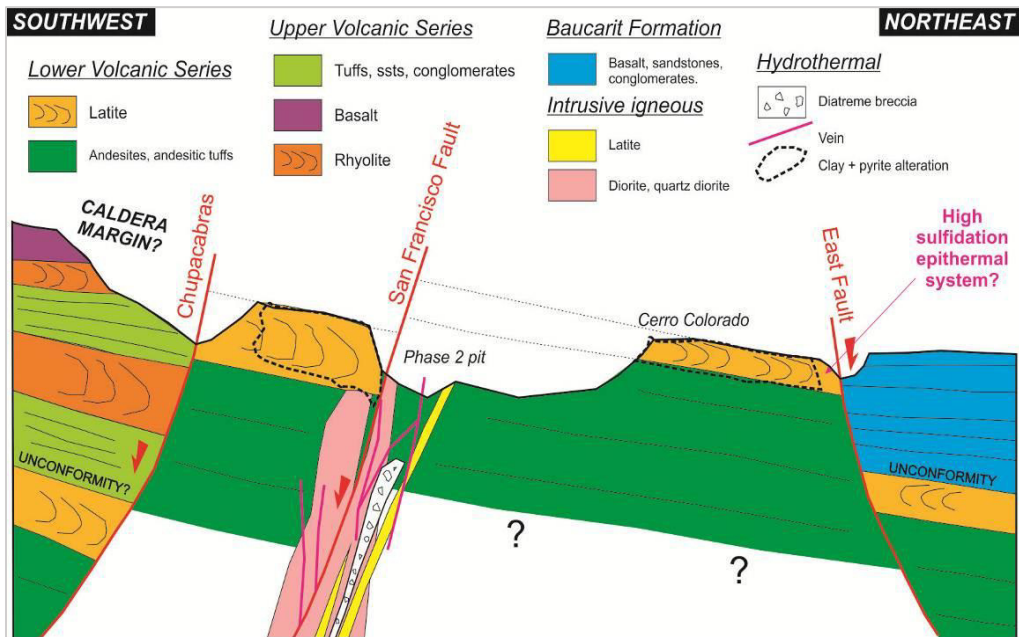
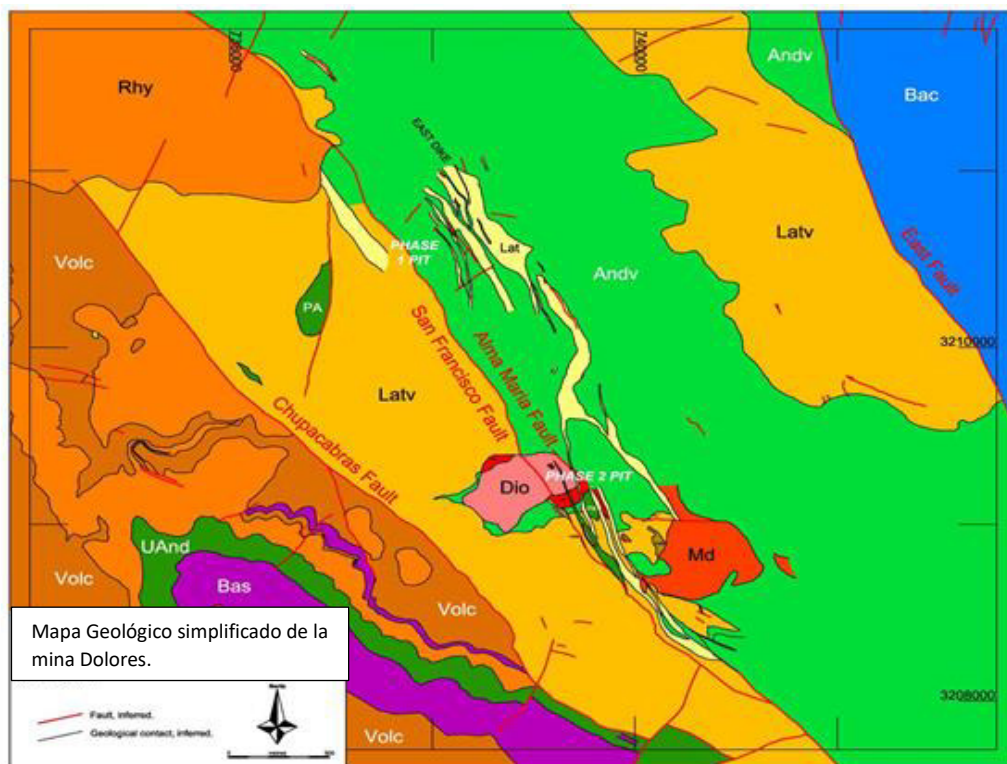


Figura 5.- Esquema de las relaciones estructurales y estratigráficas en Dolores.



Mapa Geológico simplificado de la mina Dolores.

Figura 6.- Mapa geológico simplificado de la propiedad Dolores. Ver leyenda de la Figura 4.3.3

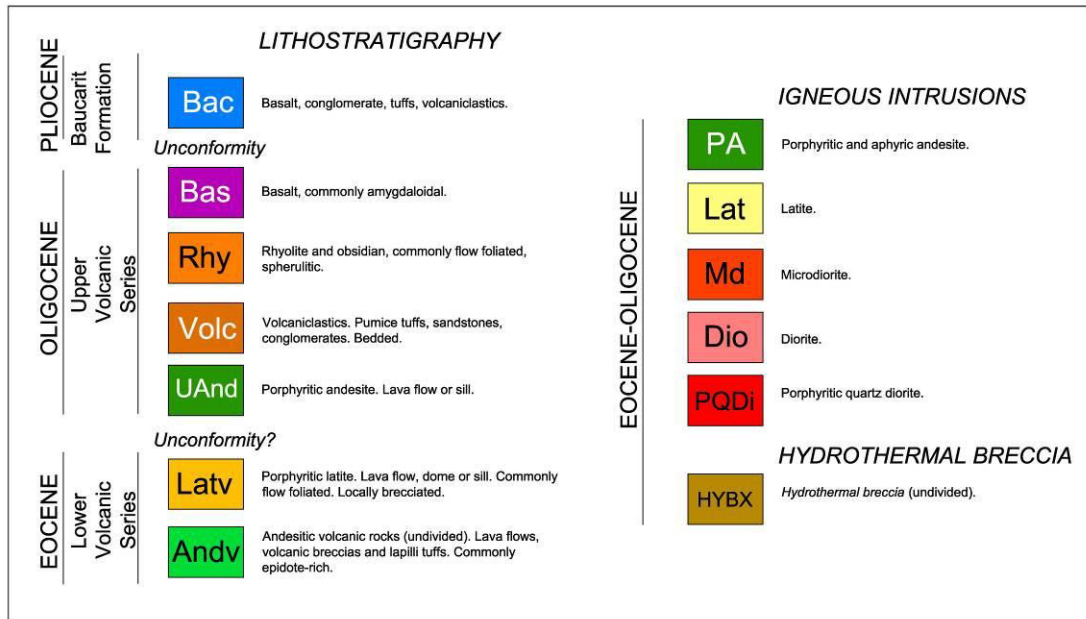


Figura 7.- Lito-estratigrafía simplificada en Dolores.

El sistema de vetas se encuentra en zonas de cizalla con una orientación de NW 20° a 33° SE. La mineralización en superficie tiene una longitud de 4 km con una extensión de hasta 1000 m y una profundidad de 600 m. Las vetas se encuentran en zonas de stockwork presentándose de 5 a 10 m de ancho; a mayor profundidad las zonas de mineralización se encuentran en rocas de mayor permeabilidad como son latitas y brechas del episodio hidrotermal.

La mineralización del stock-work presenta altos niveles de brechas y diseminación, los cuales ocurren cerca del contacto de las rocas volcanoclasticas félsicas con las andesitas subyacentes, y se extienden a profundidad en donde son alimentadas constantemente.

Los depósitos de reemplazamiento en la secuencia andesítica se dan localmente con rocas volcanoclásticas y brechas, la cuales tiene orígenes tectónicos presentándose cementadas con cuarzo, hasta las de origen hidrotermal que muestran texturas más fluidas. Las zonas de alteración incluyen argilización a lo largo de las estructuras, así como varios grados de propilitización, la oxidación se presenta en forma variable, encontrándose en estructuras a profundidad.

La mineralogía está constituida por: oro nativo, teluros, argentita, sulfosales de plata, plata nativa, rodocrosita, galena y esfalerita, así como cuarzo cristalino, pirolusita, óxidos de hierro, adularia, calcita, sericita, piritita, epidota, clorita y fluorita.

4.4.- GEOMORFOLOGÍA.

El proyecto minero de Dolores está enclavado en la provincia geológico-fisiográfico de la sierra madre occidental, la cual estratigráficamente se caracteriza por estar conformada en su mayor parte por dos sucesiones volcánicas. La más antigua, referida por lo común como “Secuencia volcánica inferior”, está compuesta principalmente por rocas extrusivas e intrusivas de carácter intermedio, mientras que la subyacen “Secuencia volcánica superior” comprende rocas volcánicas y piroclásticas predominantemente de composición félsica.

Las edades reportadas para estas sucesiones son válidas. Para la secuencia volcánica inferior se reportan edades que van de los 46 a 35 Ma. (Overbay et al., 2001), colocándola en el eoceno medio al oligoceno inferior. Sin embargo, también se ha asignado a esta secuencia rocas intermedia de edad cretácica o laramídica (v. g. CRM, 1994), considerándose que su edad mínima es de 45 Ma., lo cual es una práctica no apropiada.

La secuencia volcánica superior se compone de diversas litologías félsicas siendo la más notable el paquete ignimbrítico que ha dado renombre a esta provincia geológico-fisiográfica. Es sobre yacida por rocas sedimentarias continentales atribuidas a la formación Bàucarit, la cual forma mesetas con acantilados distintivos. Su principal litología son los conglomerados mismos que se intercalan con rocas volcánicas de composición mafica. Esta formación es a su vez sobre yacida por derrames basálticos del terciario superior.

En ventanas estratigráficas en la región, mas no en el área del proyecto, afloran rocas más antiguas que la secuencia volcánica inferior. En la región de Guaynopa, ubicada aproximadamente a 45 Km en línea recta al NW de Dolores, se reporta una sucesión calcárea de origen marino asignada al Albiano-Cenomaniano (CRM, 1994). Igualmente, en la provincia afloran rocas asignadas al triasico-jurasico y que, en la región de Ocampo, Chihuahua, que se localiza al SE de Dolores, corresponde a las rocas sedimentarias de ambiente mixto conocidas como formación barranca, de amplia distribución en el vecino estado de Sonora, cuya característica distintiva es la presencia de horizontes con alto contenido de material carbonoso entre las areniscas y lutitas que típicamente la componen.

Por otra parte, en la misma área se han reportado rocas esquistasas y gneisosas de supuesta edad precámbrica, así como cuerpos granitoides supuestamente correspondientes al batolito cretácico superior terciario inferior (laramidico) ampliamente distribuido en el occidente y noroeste del país.

Los rasgos estructurales dominantes en la región corresponden a fallas normales orientadas NW-SE, aunque ocurren otras de la misma naturaleza de orientación NE-SW, así como E-W. Igualmente, se aprecian fallas y fracturas curvilíneas, de diversa escala, muy probablemente ligadas a la actividad volcánica que dio origen a los rasgos dominantes en provincia.

4.5- YACIMIENTOS MINERALES.

La mineralización de la zona se genera principalmente en rocas volcánicas andesíticas, el origen de los depósitos es hidrotermal por relleno de fallas y fisuras siguiendo el fracturamiento NW-SE, así como por reemplazamiento. El sistema de vetas se encuentra en zonas de cizalla con una orientación de NW 20º a 33º SE.

Las vetas se encuentran en zonas de stockwork presentándose de 5 a 10 m de ancho; a mayor profundidad las zonas de mineralización se encuentran en rocas de mayor permeabilidad como son latitas y brechas del episodio hidrotermal. La mineralización del stockwork presenta altos niveles de brechas y disseminación, los cuales ocurren cerca del contacto de las rocas volcanoclasticas félsicas con las andesitas subyacentes, y se extienden a profundidad en donde son alimentadas constantemente.

Los depósitos de reemplazamiento en la secuencia andesítica se dan localmente con rocas volcanoclásticas y brechas, la cuales tiene orígenes tanto tectónicos, presentándose cementadas con cuarzo, hasta las de origen hidrotermal que muestran texturas más fluidas. Las zonas de alteración incluyen argilización a lo largo de las estructuras, así como varios grados de propilitización, la oxidación se presenta en forma variable, encontrándose en estructuras a profundidad.

4.6.- GEOLOGÍA Y MINERALIZACIÓN.

El yacimiento de oro y plata de Dolores en la sierra madre occidental es un depósito de bajo a medio sulfoepitermal alojado en rocas volcánicas de andesita de la edad de la serie volcánica menor del terciario. La mineralización está presente en una zona estructural N-W llamado de inmersión abrupta y está concentrado en fracturas que se encuentran dentro y junto a los diques de latita. El depósito muestra características similares a los depósitos económicos en rocas volcánicas de la era terciaria en México, América del Sur, Indonesia y otros lugares.

La mineralización de oro y plata está presente en las venas, sílice stockworks, almohadillas y reemplazamientos. La mineralización más profunda tiende a ser preferentemente en zonas estructuralmente controladas a alto grado que evolucionan hacia mayor stockworks, vetilleo y disseminada en elevaciones más altas. La mineralización está limitada a la parte inferior de los flujos de latita menos competente, más permeable, superpuestas y tobas que overlies las rocas andesítico host. Los minerales presentes incluyen galena, blenda, estibinita, pirita, arsenopirita, sulfuros de plata, oro y plata nativos visible. Alteración de arcilla-illitahematita con importantes valores de oro y plata (contemplados también como "vapor calentado" alteración) también está presente por encima y laterales para zonas mineralizadas y es un rasgo característico de este tipo de mineralización epitermal.

La mineralización considerada aquí ocurre en un área de más de 4,000 m de largo y hasta 1,000 m de ancho, con más de 700 m de extensión vertical. El grueso del depósito es alto en el sistema donde alimentadores amplían en almohadillas y stockworks hasta unos pocos cientos de metros de ancho que forma halos alrededor de las principales estructuras, alguna vena, diseminada mineralización de oro y plata se conoce al ampliar en una dirección NW y SE más allá de los límites de la zona de la estimación de recursos.

Esta mineralización puede ser considerada potencialmente explorable y eventualmente puede ser clasificada como recursos. La figura 4.6.1 nos muestra el sistema de fallas de la mina Dolores.

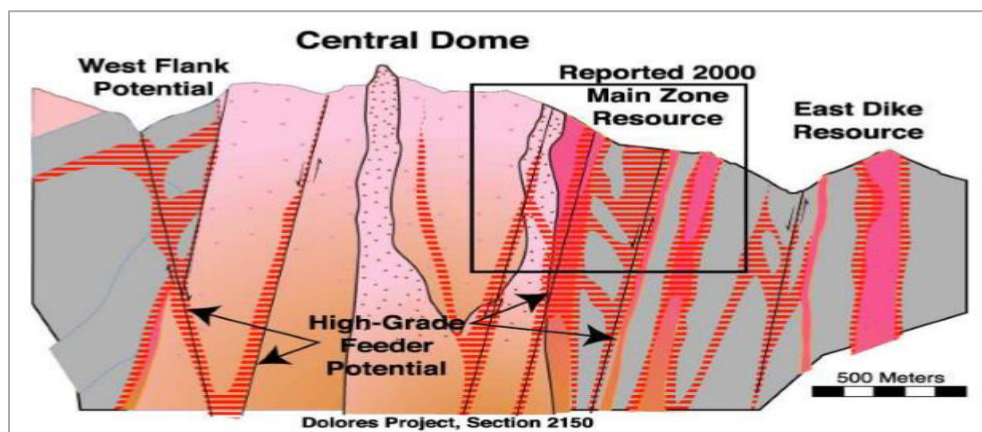


Figura 8.- Muestra de sistema de fallas en mina dolores.

CAPÍTULO 5

PROYECTO RAMPA MINA SUBTERRÁNEA DOLORES.

INTRODUCCIÓN.

El desarrollo de la rampa principal que dará inicio a una nueva mina subterránea en el mineral de Dolores es por el momento uno de los principales proyectos de la empresa Panamerican Silver S.A. de C.V., ya que el mineral que proveerá este proyecto sustituirá la producción de la mina Álamos que está por cerrar operaciones.

La rampa será el principal acceso de la mina, por tal motivo su construcción será de un ancho y alto de gran escala, debido a que por ahí se extraerá el mineral con camiones de bajo perfil de 50 toneladas aproximadamente.

El proyecto iniciará solo con los equipos necesarios para una sola frente de desarrollo (un jumbo y un camión) y conforme vaya creciendo la mina o las obras se comprará nuevo equipo de acuerdo con las necesidades, hasta llegar a la compra del equipo de producción.

Previamente se han realizado todos los estudios necesarios que comprende la operación de una mina, como ventilación, rezagado, acarreo, explosivo, barrenación, etc.

5.1.- DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO.

El inicio del desarrollo de la mina subterránea se pondrá en marcha con la rampa de acceso principal que será de 6 m de ancho por 5.5 m de alto, se iniciara con una obra horizontal de las mismas dimensiones que será el portal de la mina, que será de 30 metros, en este se pondrán marcos de acero y se cementara debido a que es el rompimiento del proyecto y será la entrada y salida principal de la mina y durara toda la vida de la misma.

La rampa se iniciará una vez terminado el portal, llevará una pendiente de – 12 %, pendiente adecuada para el tipo de acarreo de bajo perfil.

La selección del ventilador para esta obra se calculó de acuerdo con los equipos y cantidad de personal que laborará en el inicio, posteriormente se incrementará de acuerdo con las necesidades.

El inicio se hará con poco personal, debido a que será un solo tope en desarrollo, posteriormente se irá contratando el personal necesario de acuerdo con el crecimiento de las obras.

5.1.1.- DATOS TÉCNICOS DE LA RAMPA DE ACCESO.

A) ETAPA 1.

- 1.- Desarrollar un portal como obra permanente de longitud de 30 m y dimensiones de 6 m x 5.5 m terminado en nivel 1350 msnm [superficie].
- 2.- Al finalizar las obras del portal, se iniciará la rampa hasta el nivel de 1,250 msnm con una inclinación negativa del 12%, una distancia de 970 m y una dimensión de 6 m x 5.5 m. Cuando el desarrollo llegue a los 500 m, este punto se define como el indicado para un robbins ventilación.
- 3.- Desarrollo de un robbins de ventilación de 3.1 m de diámetro por medio de una máquina contra pocera robbins.
- 4.- Continuar con el desarrollo de la rampa hasta los 970 m., después desarrollar un crucero horizontal a + 1 % con una distancia de 120 metros.
- 5.- Iniciar con la intersección en T en nivel 1250 msnm para comenzar con el avance del lateral norte y lateral sur. Este punto se define como la intersección en T.

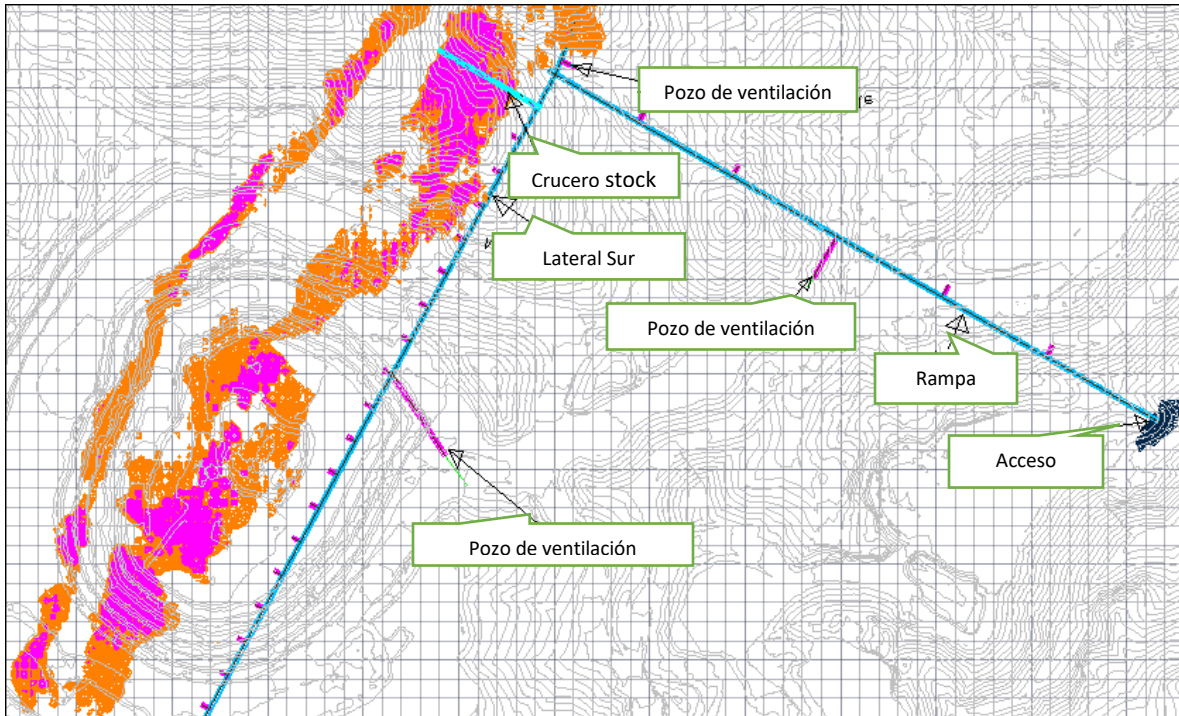


Figura 9.- Concepto general del Proyecto de rampa de la mina subterránea.

5.1.2.- DESCRIPCION DEL COSTO DE LA RAMPA DE ACCESO MINA SUBTERRÁNEA.

Snowden ha desarrollado un cronograma preliminar de planificación y un modelo de costos para una mina subterránea con un potencial planificado por debajo del tajo en Dolores. El método de explotación elegido fue barrenación larga con block a minar de nivel a nivel de 25 m.

El costo estimado para la Fase 1 del desarrollo subterráneo se distribuye según las siguientes tablas (Tabla 1).

Tabla 1.- Costo estimado de desarrollo subterráneo.

Obra minera	Dimensiones (mts.)	Longitud (mts.)	Costo USD\$/m	Costo total USD\$
Portal (Acero y Concreto)	6 x 5.5	30	10,000	300,000
Rampa Principal	6 x 5.5	970	1,950	1,833,000
Lateral Sur	6 x 5.5	970	1,950	1,891,500
Cruceros de Exploración	4 x 4	600	1,490	894,000
Robbins Ven. 1	3.1	200	1,500	300,000
Robbins Ven. 2	3.1	300	1,500	450,000
Robbins Ven. 3	3.1	400	1,500	600,000
Cruceros Stock	4 x 4	150	1,490	223,500
Subtotal				6,492,000

Tabla 2.- Costo estimado de la barrenación de diamante.

Descripción	Unidad	Cantidad	Cost Unit (USD\$)	Total (USD\$)
Barrenación de Diamante	metros	12,000	135	1,620,000
Análisis de Muestras	Muestra	8,400	30	252,000
Cajas de Muestra	Caja	5,500	4	20,900
Materiales de muestreo	Global	1	60,000	60,000
Muestreo	Personas	6	18,308	109,850
Mantenimiento del software	Global	1	5,000	5,000
Hardware	Global	1	10,000	10,000
Gastos de viaje	Global	1	30,000	30,000
Vehículo de transporte	Pieza	1	35,000	35,000
Subtotal				2,142,750

Tabla 3.- Costo del equipo para ventilación.

Descripción	Unidad	Cantidad	Costo por unidad (USD\$)	Total (USD\$)
Equipo de Ventilación	Pieza	3	150,000	450,000
Instalación y Puesta en marcha	Lote	3	50,000	150,000
Total				600,000

Tabla 4.- Permisos y trabajos en superficie.

Descripción	Unidad	Cantidad	Costo unitario (USD\$)	Total (USD\$)
Permisos y trabajos en superficie	lote	1	265,250	265,250
TOTAL				265,250

Tabla 5.- Total estimado de los costos de la fase 1.

Concepto	Costo (USD\$)
Desarrollo	6,492,000
Barrenación de exploración	2,142,750
Equipo de ventilación	600,000
Permisos y trabajos en superficie	265,250
Total Fase 1	9,500,000

5.1.3.- FASE 1 DEL PROYECTO, ETAPA 1.

La fase 1 del proyecto consta en iniciar con un desarrollo horizontal al + 1 % de 30 m de longitud con una sección de 6 m de ancho por 5.5 m de alto, que sería el portal de la mina o el inicio, estos 30 m serán fortificados con anclaje y concreto lanzado, así mismo se colocarán marcos de acero cada 1.20 m (según estudio de mecánica de rocas), una vez instalados los marcos se cementará entre cada marco para darle un mayor soporte al portal.

Una vez que se haya terminado con este trabajo se procederá a iniciar con el desarrollo de la rampa la cual llevara la misma sección 6 m x 5.5 m, y será un desarrollo de 970 m aproximadamente, con una pendiente de – 12 %.

Se planea avanzar hasta 500 m y en ese punto se sugiere realizar un robbins de 12 ft de diámetro (3.1 m) y una longitud de 206 m, ya que el objetivo principal es para la toma de aire fresco y continuar con el desarrollo hasta los 970 m, el diámetro de descarga del

ventilador inicial para el inicio de la rampa ABC es de 1.40 m por lo que cubre el diámetro y la cantidad de aire necesaria para continuar con el desarrollo.

En la figura 10 se muestra cómo está el inicio de la obra que efectuó en su momento la empresa Minefinders, en el año 2012.



Figura 10.- Presenta el estado del portal trabajo de Minefinders.

5.1.4.- FASE 1 DEL PROYECTO, ETAPA 2.

La segunda etapa de la fase del proyecto consta de un desarrollo horizontal de 100 m de largo con una sección de 6 m x 5.5m, una vez llegado a este punto se iniciará con dos obras laterales una al norte y otra al sur, la lateral norte será un desarrollo corto de 250 m debido a que tenemos el final del tajo en esa zona, mientras que el desarrollo de la lateral sur será de 970 m aproximadamente, en cada lateral se harán cruceros a cada 75 metros de separado, con sección de 20 m de largo por 5 m de ancho y 5 m de alto, esto con la finalidad de instalar una máquina de exploración en cada cruceo para cerrar la plantilla de barrenación de diamante y poder tener con mayor exactitud el potencial del cuerpo mineralizado.

En esta etapa se construirá un nuevo robbins a los 1,000 m, en este caso será considerada como una obra permanente, ya que en un futuro servirá como una de las entradas de aire fresco y así poder dividir en dos circuitos.

La obra sugerida es la realización de un cruceo comunicado a la lateral zona norte esto con el fin de evitar quiebres en los ductos de ventilación, en esta etapa se colocará el ventilador Zitron, lo cual nos ayudará a incrementar el volumen de aire y la presión de este para el desarrollo de 250 m hacia la zona norte y hacia la zona sur necesitaremos un ventilador auxiliar intermedio, ya que es mayor la distancia a desarrollar.

Conforme se vayan desarrollando la lateral sur y estén disponibles los cruceros de exploración se estarán programando barrenos de exploración para ir definiendo el cuerpo mineralizado e ir iniciando la preparación de los blocks a explotar en la zona central del cuerpo.

Se considera de acuerdo a datos de exploración que la zona sur es la más rica en mineralización, pero es la más lejana, conforme se haga la exploración de diamante interior mina, se ira definiendo el cuerpo mineralizado.

5.1.5.- EQUIPOS A CONSIDERAR EN EL DESARROLLO Y SU COSTO.

Se considerará la compra de los siguientes equipos para el desarrollo de la rampa de acceso, así como el personal necesario para su operación y mantenimiento. El equipo se resume de la siguiente manera en la tabla 6.

Tabla 6.- Equipo.

Recursos para el desarrollo inicial de la rampa.			
Equipos	Comentarios	Inversion (USD\$)	Cantidad
Bombas	Comprar	150,000	6.00
Camiones	Disponibles		2.00
Scoop-tram	Disponibles		1.00
Jumbo	Comprar	900,000	1.00
Compresor	Comprar	350,000	1.00
Inicio de labores	Comprar	50,000	1.00
Maquina de pierna	Comprar	30,000	6.00
Vehiculos de servicio	Comprar	350,000	1.00
Kubota	Comprar	60,000	3.00
Tractor	Comprar	35,000	1.00
Total		1,925,000	

En la siguiente tabla la 7 se muestra la cantidad de personal requerido para el inicio de las labores.

Tabla 7.- Personal.

Personal requerido.	
Categoría	Cantidad
Perforistas	6
Operador de ST	3
Operador de camion	3
Servicios	6
Supervisor	3
Supervisor de seguridad	3
Mecánicos	6

Se estima que la construcción de un campamento para 30 personas adicionales costará USD \$ 200,000.

El gasto total estimado antes de comenzar el proyecto es de \$ 2.1 M de dlls, teniendo en cuenta el tiempo de entrega del equipo requerido y el costo adicional de los \$ 9.5 M de dlls para llevar a cabo las obras de desarrollo.

5.2.- RESERVAS PROBABLES Y POSIBLES.

La mina Dolores fue adquirida por Pan American en 2012 como parte de la adquisición de Minefinders. Panamerican ha operado la mina durante los últimos dos años, y luego de un período inicial de inversión, particularmente en la construcción de los patios de lixiviación, la operación ahora se encuentra en estado estable.

El informe técnico muestra que las reservas minerales probadas y probables en el plan de la mina serán económicas con los precios pronosticados de los metales y otras suposiciones. Con base en las reservas minerales actuales, se proyecta que la mina continuará produciendo plata y oro hasta el 2030. Esta vida proyectada de la mina puede aumentar si se definen recursos minerales adicionales y se pueden convertir en reservas minerales o disminuir si el precio de los metales llegara a caer considerablemente.

La fecha límite para el inicio de la interpretación geológica y la estimación de recursos minerales fue el 22 de octubre de 2013 y la fecha efectiva de los recursos minerales es el 31 de mayo de 2014. Los recursos minerales fueron estimados por el personal técnico de Panamerican Silver S.A. de C.V. bajo la supervisión y revisados por Michael Steinmann, P. Geo., Vicepresidente Ejecutivo, Desarrollo Corporativo y Geología de Panamerican Silver S.A. de C.V.

Los recursos minerales para mina Dolores perteneciente a la empresa Panamerican Silver S.A. de C.V. al 31 de mayo de 2014 se muestran en la Tabla 6. Esta tabulación incluye material potencialmente económico in situ clasificado como medido, indicado e inferido dentro de un cuerpo optimizado creado utilizando precios de metal de 35 dlls por onza de plata y 1,400 dlls por onza de oro, así como cualquier material potencialmente económico dentro del tajo de reserva clasificados como inferidos, los recursos subterráneos debajo del cuerpo del tajo de recursos, y material almacenado de baja ley previamente extraído. Los recursos minerales in situ se agotaron para la minería al 31 de mayo de 2014 y las existencias se han inventariado al 31 de mayo de 2014. Los costos y las recuperaciones metalúrgicas estimadas para el tratamiento de aglomeración y la minería combinada a cielo abierto / subterránea se han utilizado para estimar recursos minerales. No se conocen factores o riesgos mineros, metalúrgicos, ambientales, de permisos, legales, de títulos, impositivos, socioeconómicos, de comercialización, políticos u otros que puedan afectar

materialmente el desarrollo potencial de los recursos minerales. Los recursos minerales que no son reservas minerales no tienen una viabilidad económica demostrada. Los recursos minerales reportados aquí son adicionales a las reservas minerales.

No se conocen riesgos e incertidumbres significativos que puedan razonablemente esperarse que afecten la confiabilidad o confianza en los recursos minerales y las estimaciones de reservas. Panamerican Silver S.A. de C.V. lleva a cabo rutinariamente la reconciliación del modelo de reservas con el modelo de control de pendiente y el medidor y muestreador de peso del transportador de alimentación de lixiviación en patios para monitorear el rendimiento real de la mina y el modelo. Entre enero y finales de mayo de 2014, la información de calidad de muestra obtenida de la perforación de control de pendiente más cercana (10 m a lo ancho y 15 m de largo) permitió que la operación identificara y extrajera económicamente material adicional de menor ley en algunas áreas que no estaba identificado por los datos del sondaje de exploración utilizados para estimar la reserva mineral, o no fue respaldado por datos suficientes para estimar las toneladas y el grado de la mineralización a los niveles de reserva de la reserva mineral. Además, en algunas áreas, la perforación de control de pendiente más espaciada ha revelado una menor continuidad física de las zonas económicas, tal como lo supone la interpretación de los datos de exploración espaciados más amplios. Estos dos factores han resultado en la operación minera hasta la fecha 21% más de toneladas de mineral con un 17% menos de plata y un 26% menos de oro, con una diferencia de cero en onzas de plata y un 10% menos de onzas de oro en relación con las toneladas, grado y metal contenido estimado en el modelo de reserva.

Para la operación de lixiviación en los patios existentes, las pruebas de lixiviación en columna en una gama de mineralizaciones y litologías del depósito Dolores arrojaron recuperaciones de oro que oscilan entre 51% y 91%, y recuperaciones de plata entre 23% y 74%, todas a un tamaño de partícula objetivo de 6.3 mm. El modelo de recuperación metalúrgica creado para la estimación de reserva mineral estima recuperaciones de oro de 81%.

La Tabla 8 muestra el resumen del inventario de recursos subterráneos en la actualidad.

Tabla 8.- Inventario de recursos subterráneos de Dolores.

Clasificación	Toneladas (Mt)	Ag ppm	Au ppm	Ag Moz	Au koz	Porcentaje
Posibles	0.48	81	1.02	1.3	16	6%
Indicadas	1.33	68	1.82	2.9	78	18%
M + I	1.81	71	114	4.2	94	24%
Inferidas	3.22	61	1.82	6.3	188	42%
Nuevas Inferidas	0.76	62	1.48	1.5	36	10%
Total	7.60	66	1.69	16.2	412	100%

Para reclasificar los recursos medidos e indicados para reservas, se requerirá una confirmación adicional del método de extracción, costos, diluciones y operaciones. Por lo tanto, se solicitará una obra de acceso al nivel 1250, mediante una rampa desde la superficie hasta una intersección con una obra paralela al cuerpo del mineral para permitir una mayor delineación mediante perforación de diamante desde una serie de cortes transversales desde las laterales norte y sur (paralela al cuerpo mineral).

5.3.- EXPLORACIÓN.

La exploración fue realizada por Minefinders de 1993 a 2012.

Minefinders adquirió la propiedad en 1993 y comenzó un programa de exploración de superficie de reconocimiento, asistido por fotografías aéreas tomadas en 1995, un mapa de topografía digital de 3 metros de resolución obtenido de fotografías aéreas que cubren 20 kilómetros cuadrados e imágenes satelitales. Los geólogos del personal de Minefinders llevaron a cabo un mapeo y muestreo de superficie, y se emplearon contratistas para completar los programas geofísicos.

Se completaron cuatro campañas de mapeo que definen las tendencias estructurales y geológicas generales de los sistemas mineralizados, incluido un mapa inicial a escala 1: 5000 que abarca 12 km², seguido de mapeo más detallado a escala 1: 2000 que abarca 3 km² y dos mapeos estructurales, campañas que cubren más de 4 km² en escalas 1: 1000 y 1: 500.

Se tomaron más de 13,000 muestras de roca de afloramientos superficiales, incluidas 9,882 muestras tomadas como muestras continuas de 5 m de largo a lo largo de cortes de caminos o líneas de muestreo cortadas perpendicularmente al golpe del depósito. Se tomaron muestras de canales en las partes accesibles de los trabajos subterráneos. En labores paralelas al impacto del depósito, las muestras se seleccionaron a través de la parte posterior a intervalos de 5 m en longitudes de un promedio de entre 2 m y hasta 4 m de ancho. Para otras áreas del trabajo, se tomaron muestras continuas de 2 m de largo a lo largo de las costillas.

Las prospecciones geofísicas realizadas para Minefinders por Quantech Consulting Inc. de Reno, Nevada incluyeron 14,900 metros lineales de estudios de polarización / resistividad inducida y estudios magnéticos de campo totales, realizados a lo largo del recorrido del depósito.

Los resultados del trabajo de exploración de superficie, así como la microscopía de mineral, los estudios de relación de metales y los análisis petrográficos se utilizaron para identificar posibles objetivos de perforación.

Ninguno de los datos de ensayo de la muestra recogidos de las campañas de muestreo subterráneas y superficiales se ha utilizado en la estimación de los recursos minerales actuales y las reservas minerales.

EXPLORACIÓN DE PANAMERICAN SILVER S.A. DE C.V. DESDE EL 2012 HASTA EL PRESENTE.

Desde que Panamerican Silver S.A. de C.V. adquirió la propiedad, el personal y los geólogos estructurales de consultoría, han llevado a cabo un mapeo geológico y estructural cerca de la superficie de la mina y se están realizando campañas de exploración de perforación de diamante cerca de la mina.

Minefinders llevó a cabo programas de perforación en la propiedad casi todos los años utilizando ya sea núcleo de perforación de diamante o métodos de circulación inversa desde 1996 (no se efectuó ninguna perforación durante 1999, 2001 o 2008). En la Tabla 5.1.4.1 se incluye un resumen de los datos de sondajes disponibles, la fecha límite de datos de sondajes del 22 de octubre de 2013 para el comienzo de la interpretación geológica. Cerca del 75% de los sondajes en este resumen fueron completados por Minefinders, el 15% fueron perforados por Echo Bay durante su período de opción entre 1996 y 1997, y el 10% restante fue perforado por Panamerican. Desde que Panamerican comenzó a operar la propiedad en abril de 2012, los programas de exploración de mina se han llevado a cabo utilizando solo métodos de perforación de diamante.

Muchos de los sondajes de Minefinders se perforaron al bajo de las tendencias mineralizadas, lo que proporciona poca información confiable sobre el ancho y el largo de intersección. Panamerican eliminó la mayoría de estos sondajes, que comprenden el 17% de la base de datos actual de la interpretación geológica y la estimación de los recursos minerales y las reservas minerales. Se retuvieron algunos barrenos de inmersión para la interpretación donde no hay perforaciones de apoyo cercanas orientadas perpendicularmente a las tendencias mineralizadas.

La mayor parte de la perforación se centra en la longitud del impacto de los recursos minerales actualmente definidos.

Tabla 9.- Resumen de los barrenos de perforación de diamante.

Año	Operador	Tipo de barreno	Numero de barreno	Metros
1997	Echo Bay	Circulación inversa	68	12,949.45
1998	Minefinders	Circulación inversa	45	10,301.11
2000	Minefinders	Circulación Inversa	34	5,038.39
2002	Minefinders	Circulación inversa	33	6,200.9
2003	Minefinders	Circulación inversa	31	5,045.96
2006	Minefinders	Circulación Inversa	94	17,012.6
2007	Minefinders	Circulación inversa	54	9,590.0
2009	Minefinders	Circulación inversa	29	4,303.78
2010	Minefinders	Circulación inversa	8	1,115.57
Total		Circulación inversa	396	71,557.76

Continúa tabla 9 resumen de los barrenos de perforación de diamante.

Año	Operador	Tipo de barreno	Números de barrenos	Metros
1996	Echo Bay	Núcleo de diamante	30	6,599.4
1997	Echo Bay	Núcleo de diamante	80	19,382.1
1998	Minefinders	Núcleo de diamante	26	5,996.5
2000	Minefinders	Núcleo de diamante	5	847.35
2002	Minefinders	Núcleo de diamante	59	19,432.75
2003	Minefinders	Núcleo de diamante	101	31,867.2
2004	Minefinders	Núcleo de diamante	67	18849.43
2005	Minefinders	Núcleo de diamante	51	15,301.32
2006	Minefinders	Núcleo de diamante	58	19,997.21
2007	Minefinders	Núcleo de diamante	19	9,900.0
2009	Minefinders	Núcleo de diamante	11	4,710.2
2010	Minefinders	Núcleo de diamante	49	24,598.24
2011	Minefinders	Núcleo de diamante	68	20,453.16
2012	Minefinders	Núcleo de diamante	30	10,146.95
2012	Pan American	Núcleo de diamante	70	17,379.01
2013	Pan American	Núcleo de diamante	68	27,431.7
Total		Núcleo de diamante	792	252,892.52
Total		Todos los barrenos	1,118	324,450.28

No se conocen factores de perforación, muestreo o recuperación que puedan afectar significativamente la confiabilidad de los resultados de la perforación. Panamerican Silver S.A. de C.V. tiene la intención de continuar los programas anuales de perforación de diamante cerca de la mina para evaluar la continuidad del ancho y la profundidad de la

mineralización actualmente definida y realizar la perforación regular del depósito para actualizar las categorías de confianza de recursos minerales y reservas minerales.

5.4.- SISTEMA DE EXPLOTACIÓN.

En minería subterránea todo se resume en una palabra inglesa "stopping", que podríamos traducir libremente como "hacer cámaras subterráneas". La minería subterránea presenta mayores costos de explotación que la de cielo abierto. A esto hay que sumarle las complicaciones asociadas a una menor capacidad de extracción del 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. Digamos también, que, bajo un punto de vista ambiental, la minería subterránea suele crear un impacto menor que una mina a cielo abierto.

No hay que entender la minería subterránea como algo de un pasado remoto, ya que yacimientos muy importantes en el mundo se explotan hoy en día a través de este procedimiento. Entre éstos podemos resaltar las minas de oro del Witwatersrand (Sudáfrica; las más profundas del mundo), El Teniente (Chile; la mina subterránea más grande del mundo), Olympic Dam (Australia), y Neves Corvo en Portugal.

Actualmente en la minería moderna se buscan métodos de explotación que sean redituables y de muy bajo costo de producción, así como mecanizados y de mayor seguridad para el personal, por tal motivo y de acuerdo a un estudio realizado se propuso el método de barrenación larga.

Comparando métodos de minado aplicables a la mineralización que se tiene en otras minas del grupo, se ha elegido el método de barrenación larga dado que el proyecto Dolores es nuevo y según la mineralización y las características de la roca encajonante proporcionada por Geología, su explotación tiene mayor rentabilidad con barrenación larga.

BARRENACIÓN LARGA.

DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE BARRENACION LARGA.

JUSTIFICACIÓN PARA UTILIZAR LA BARRENACIÓN LARGA POR SUBNIVELES.

Los depósitos de baja ley y volúmenes muy altos de reservas minables, por lo general se explotan con métodos de alta producción, bajos costos y poca selectividad. Mientras que los de alta ley, emplean sistemas de baja producción, costos elevados y alta selectividad.

Entre los primeros podemos mencionar el método de barrenación larga con subniveles y en el segundo el tradicional corte y relleno.

La barrenación larga se usa en yacimientos de fuerte buzamiento y en yacimientos con condiciones verticales grandes. Un requerimiento mínimo para estabilidad en el mineral es que los rebajes de subnivel sean autosustentables, necesitando refuerzos sólo ocasionales. La dilución con estériles y las pérdidas de mineral son factores que influyen en la aplicación de este método, así como su utilización para obtener producciones elevadas en forma continua, y en este caso la producción de la mina subterránea será de 1,500 toneladas diarias.

CONSIDERACIONES EN LA SELECCIÓN DE UN SISTEMA DE BARRENACIÓN LARGA.

Los factores que se describen a continuación son básicos en la consideración de una variante del sistema de barrenación larga:

- 1.- ECHADO DE LA ESTRUCTURA.** El echado de la estructura debe ser de 60° o mayor.
- 2.- COMPETENCIA DE LAS TABLAS.** Se requiere que la estructura cuente con tablas competentes, de manera que sea mínima la presencia de caídos de material estéril proveniente de éstas durante el minado. Es decir, si las tablas son lo suficientemente firmes, la dilución no será un problema.
- 3.- INFORMACIÓN GEOTÉCNICA.** Es necesario disponer de una amplia información geotécnica para calcular la estabilidad de las obras y definir las necesidades de soporte requerido. La información geotécnica nos permitirá caracterizar al macizo rocoso en función de una serie de parámetros a los que se les asigna un cierto valor. Por medio de la información geotécnica se llega a calcular un índice característico de la roca, que permite describir numéricamente su calidad. A lo largo de los años se han desarrollado y utilizado varios sistemas de clasificación del macizo rocoso. Los más antiguos fueron los de Terzaghi, Protodyakonov y Lauffer. Hoy en día básicamente se usan dos sistemas, el de Bieniawski o RMR y el de Barton o sistema Q.
- 4.- DISTRIBUCIÓN DE LA MINERALIZACIÓN.** Es deseable que la mineralización del cuerpo presente una distribución homogénea a lo largo y ancho de la estructura. Este tema es de gran importancia, ya que el método no es selectivo y todo “caballo” de tepetate o zonas no económicas, tendrán que ser derribadas, lo que muy probablemente incrementará el porcentaje de dilución.
- 5.- PRESENCIA DE HILOS O DESPRENDIMIENTO ECONÓMICOS PARALELOS A LA ESTRUCTURA PRINCIPAL.** Si se presentan desprendimientos o “ramaleos” de mineral económico a lo largo o más allá de los contactos, no es posible minarlos ya que se complica

la explotación y da lugar a excesos de dilución, además de crear zonas de inestabilidad potencialmente peligrosas.

6.- SOPORTE DE TABLAS Y TECHOS. Siempre es recomendable soportar el cielo y tablas de los subniveles debido a los elevados niveles de vibraciones generados por las voladuras, las cuales tienden a producir aflojamientos de roca. En el caso de las tablas, el reforzamiento se hace con anclaje largo a base de cables de acero, con lo que es posible detener un alto porcentaje de desprendimientos de material estéril, el cual es el principal causante de las diluciones que reducen el valor esperado del mineral.

7.- VOLADURAS CONTROLADAS. Es necesario el manejo de voladuras amortiguadas de post-corte a lo largo de las tablas para evitar lastimarlas y provocar problemas de inestabilidad.

8.- CORTE DE PILARES AUXILIARES. En ocasiones es necesario cortar pilares dentro de los rebajes de barrenación larga, con el objeto de controlar la estabilidad general del rebaje o por razones de estabilidad local (presencia de fallas).

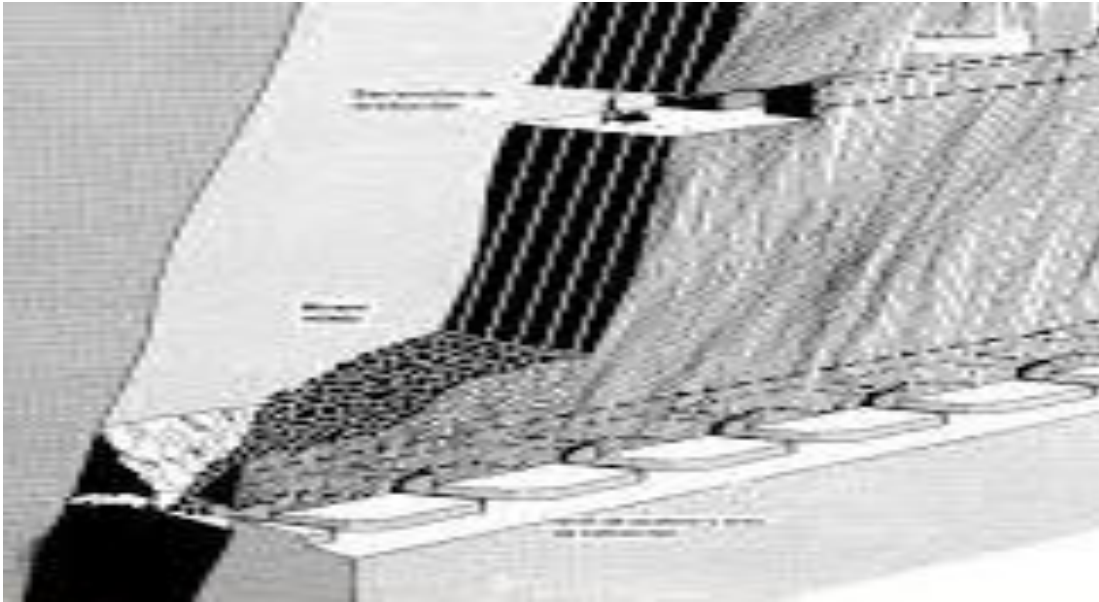


Figura 11- Sistema de minado con barrenación larga.

VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL SISTEMA DE BARRENACIÓN LARGA.

Las siguientes son algunas de las ventajas y desventajas inherentes a los sistemas de barrenación larga:

VENTAJAS.

- 1.- Alto grado de mecanización.
- 2.- Se requiere un mínimo de personal para su operación, incluso este se concentra en unas pocas áreas: desarrollo de subniveles, barrenación para producción y soporte, cargado de explosivos, voladuras y rezagado del mineral quebrado.
- 3.- Una vez preparado un rebaje, es altamente productivo.
- 4.- Bajos costos de minado.
- 5.- Es un método muy seguro, ya que el personal trabaja bajo un cielo soportado.
- 6.- Puede favorecerse la ventilación al generarse grandes huecos de minado.
- 7.- Al desarrollar los subniveles se conoce a detalle la geometría del cuerpo, sus características estructurales y la distribución de la mineralización.

DESVENTAJAS.

- 1.- Requiere una gran cantidad de información de geología económica y geotécnica en su diseño, de otra forma el diseño llevará a resultados frustrantes en cuanto a la estabilidad, dilución y recuperación de mineral in situ y mineral quebrado.
- 2.- Índices de dilución en un rango de 20-25 %.
- 3.- El minado se complica cuando se presentan “ramaleos” de mineral económico más allá de los contactos de la estructura principal.
- 4.- No es un método selectivo, por lo que resulta muy difícil minar áreas estériles o de baja ley dentro de la estructura mineralizada.
- 5.- A futuro es necesario rellenar los huecos producto del minado para evitar influir negativamente en la estabilidad general de la mina o en la explotación de cuerpos cercanos al rebaje abierto.

La forma del yacimiento mineral es una de las principales limitantes, dado que su forma no nos permite realizar una barrenación larga completa de los rebajes (sill), en ocasiones se darán barrenos en abanico (desborde), evitando tener dilución (mineral-tepetate) o bien en ocasiones los equipos de perforación (Raptor y Simba) tendrán que dejar dentro del rebaje “caballos” de tepetate y mineral para dar la estabilidad del terreno.

El objetivo principal es tener una producción segura y eficiente para con ello dar cumplimiento a todos y cada uno de los presupuestos programados, es por eso que se vuelve necesario conocer de una forma general las actividades realizadas para poder llevar a cabo el minado de barrenación larga, es decir, enfocarnos en el proceso de preparación de un rebaje, y su posterior explotación.

Realizando minado subterráneo se busca tener un gran tonelaje de mineral de alta ley el cual será utilizado para dar una mayor vida a la mina de tajo abierto, diluyendo mineral de más baja ley (tajo) y alta ley (subterránea).

La implementación de barrenación larga nos proporcionará un bajo costo de minado, esto se logrará reduciendo los costos en el explosivo ya que este es uno de los mayores gastos en mina subterránea.

La teoría nos dice que este método es aplicable a depósitos de tipo: tabulares (chimeneas), estratiformes (mantos de gran potencia), tabulares (vetas anchas y angostas), el ángulo de buzamiento debe ser mayor a 45° o superior al ángulo de reposo del mineral fragmentado, en mina Dolores se caracteriza por tener un yacimiento diseminado de alta ley en forma de lentes minerales.

El mineral se fractura en bloques manejables mediante voladura.

La barrenación larga está basada en la fuerza de la gravedad dentro de un estrato rocoso fracturado que contiene mineral y roca. En este sistema, se abren subniveles con galerías (contra frentes y cruceros de extracción) de forma regular preparadas dentro del yacimiento con una separación vertical.

El diseño de la galería es el mismo en todos los subniveles (es decir, galerías paralelas a través del yacimiento desde la galería de transporte de base hasta la de techo) pero ligeramente desplazadas en cada subnivel con respecto al anterior de forma que las galerías del nivel inferior están situadas entre las galerías del subnivel superior.

Sin embargo, la excavación de niveles es una tarea fácilmente mecanizable. La posibilidad de trabajar en frentes múltiples a diferentes subniveles favorece una elevada tasa de utilización de los equipos.

Cuando se ha completado el trazado de un subnivel, el equipo de perforación de barrenos pasa a perforar barrenos en forma de abanico en la roca superior. Cuando todos los barrenos están listos, el equipo se desplaza al subnivel inferior.

Tabla 10-. Ventajas y desventajas de la aplicación de barrenación larga.

Ventajas	Desventajas
Es muy económico	Mucha preparación con la obra de extracción
Gran rendimiento	No es selectivo
Ningún consumo de madera ya que no es necesario fortificar	Grandes rebajes abiertos
Buena ventilación	La recuperación de mineral en los pilares no será más allá del 75%
Gran seguridad durante el trabajo	Maniobras para el relleno del rebaje abierto

CAPÍTULO 6

EFICIENCIA DE LA OPERACIÓN PARA REDUCCION DE COSTOS.

En la actualidad para que una operación minera o cualquier tipo de empresa pueda operar eficientemente y tener finanzas sanas, es necesario aprovechar a su máxima capacidad tanto los recursos materiales como los recursos humanos.

En la minería debido a que el precio de los metales es muy variable y para una mina que depende sus ingresos del oro y la plata, se considera importante mantener un equilibrio en sus ingresos y egresos, no por ser un proyecto con presupuesto asignado quiere decir que tendremos que gastar todo lo que se tenga a disposición, es necesario lograr la eficiencia dentro de la operación y reducir o controlar el costo por metro avanzado, para poder aprovechar al máximo el presupuesto asignado al proyecto.

Una manera de ahorrar es aprovechando al máximo los recursos humanos y materiales, evitar los tiempos muertos y la repetición de trabajos mal hechos.

6.1.- BARRENACIÓN.

Los trabajos de desarrollo en las minas subterráneas se caracterizan por ser operaciones con una sola cara libre disponibles para el movimiento del material por fragmentar. El procedimiento más importante en el avance lineal en una obra de desarrollo será la de realizar una abertura en la cara sólida del terreno, de tal manera que sirva como una segunda cara libre o plano de alivio, a esto se le conoce como cuña, dicha abertura o cuña deberá tener la misma profundidad del avance deseado en un disparo, para asegurar una cara libre en toda la longitud de la barrenación y poder obtener un avance eficiente.

Una manera de hacer eficiente la barrenación es tener una plantilla adecuada a la sección de la obra y distribuir el número de barrenos de acuerdo al bordo y espaciamiento óptimo para que el chicolón o fuque sea el mínimo aceptable, aunque también el tipo de terreno juega un papel importante en el resultado final del avance. La sección en que se desarrollara la rampa es de 6 m de ancho por 5.5 m de alto, se utilizará un jumbo de dos brazos con una perforación de 16 ft de profundidad y la broca a utilizar será de 1 ¾ in.

En el sistema de desarrollo en la rampa de la mina subterránea Dolores se usará la cuña de nueve, con cinco barrenos de aire escareados a 5" y cuatro cargados, con un espaciamiento entre los barrenos cargados de 60 cm. El resto de la plantilla de barrenación para una sección de 6.0 m X 5.5 m con roca de calidad media a buena, se completa con 4 barrenos ayudantes, con un bordo de 30 cm a la cuña, cuatro del primer cuadro con espaciamiento de 70 cm, 4 del segundo cuadro con separación de 1 m entre ellos, 10 barrenos de desborde, 6 barrenos en cada tabla separados entre sí con una distancia de 1 m, 7-12 barrenos de cielo

con separación de 50 cm entre ellos y 7 barrenos de piso separados 1 m entre sí, para sumar 62 barrenos en total, de los cuales 57 son cargados con explosivo.

A continuación, se presenta el tipo de plantilla que resultó con mejor eficiencia en el avance, cabe mencionar que para la eficiencia del disparo también influyen otros factores como el paralelismo de los barrenos, la efectividad del cargado, así como la secuencia de disparo en el amarre de los iniciadores.

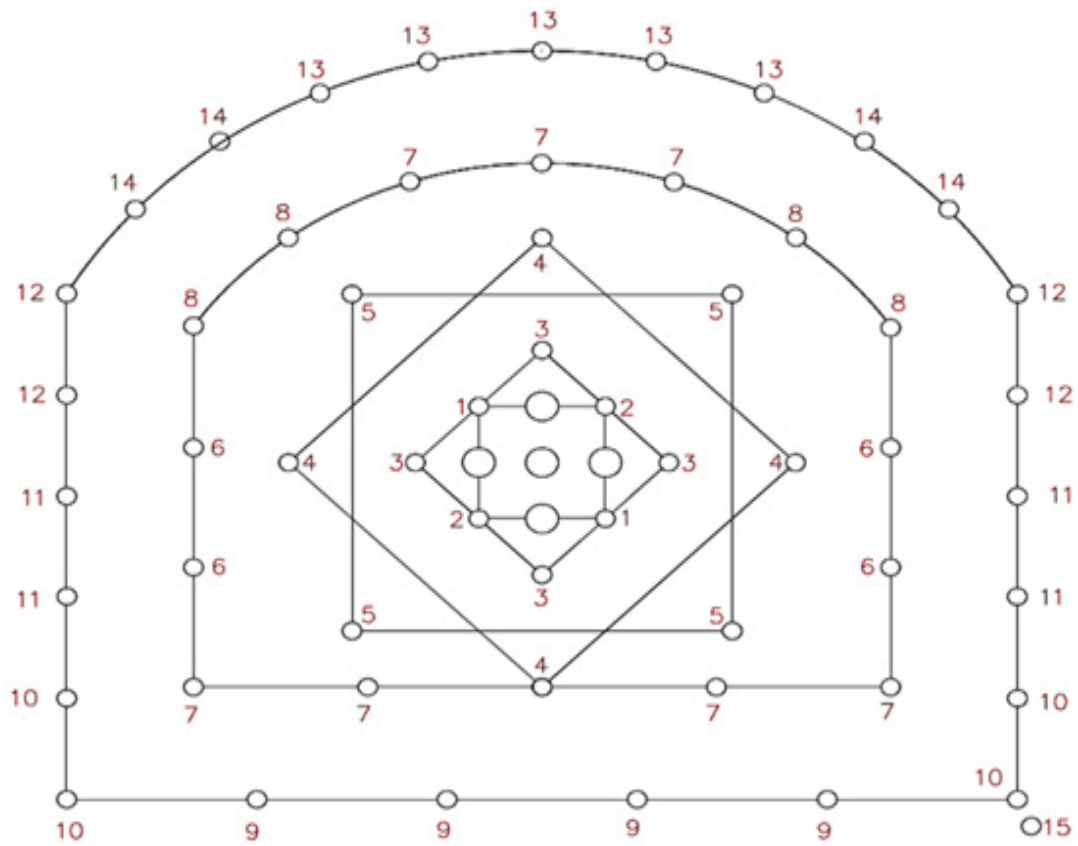


Figura 12.- Diseño de plantilla de barrenación sección de 6*5.50 m.

6.2.- REZAGADO.

Un scoop tram es un equipo de bajo perfil diseñado sobre todo para realizar trabajos en minería subterránea o en zonas confinadas. Los scoop tram son principalmente necesarios en labores de subsuelo, debido al tamaño limitado de las labores. Además, gracias a la posición del asiento del operador, puede viajar en marcha adelante, así como en marcha reversa.

El scoop tram se diseña para levantar cargas pesadas.

Cargar. - Cargar una cantidad grande de material.

Transportar. - Transportar el material a un área específica.

Descargar. - Descargar la carga en un camión o en un área específica.

Para el rezagado se usará un scoop tram de 11 yds³, aproximadamente de 18 toneladas de carga, considerando que la sección es de 6 m X 5.5 m con una eficiencia de voladura de 4 m y una densidad de 2.6 gr/cm³, así como un factor de abundamiento del 30 %, tenemos que por un disparo moveríamos aproximadamente 446 toneladas, o 25 cucharones.

Para tener una buena eficiencia en el rezagado se consideran dos factores importantes, que son la distancia máxima a la cual el scoop tram es eficiente y la ventilación, para esto se toma en cuenta que la mayor distancia en la que un equipo es eficiente en el rezagado no debe ser mayor a 150 metros, debido a que una distancia mayor incrementa el tiempo de rezagado y se incrementan los costos en el consumo de diésel y accesorios para el equipo, por tal motivo se están diseñando cruceros llamados stock a cada 150 metros de distancia, que servirán también como cargaderos de los camiones que transportaran el material a superficie.

El mantenimiento preventivo de los equipos siempre es importante, ya que en muchas ocasiones se tiene bastante tiempo muerto por mantenimientos correctivos, porque el rezagado es parte importante del ciclo de trabajo.

La ventilación es importante debido a que mientras no haya concentraciones de monóxido de carbono u óxidos nitrosos en la obra no será necesario hacer pausas en el rezagado que demoren o incremente la espera para continuar con el ciclo.

6.3.- EXPLOSIVO.

Un explosivo es una mezcla de compuestos químicos que al reaccionar se descomponen rápidamente, liberando grandes volúmenes de gases con elevadas presiones y temperaturas. Un explosivo pasa por cuatro fases o etapas durante su reacción química.

La primera etapa es simplemente el explosivo sin reaccionar, el cual es un sólido, o, sólido-líquido a presiones y temperaturas normales.

La segunda etapa es conocida como detonación, en la cual, las ondas de choque a elevadas presiones van desplazándose adelante de la zona de reacción, causando a su vez un efecto de ionización en los ingredientes del explosivo.

La tercera etapa toma lugar cuando los ingredientes se descomponen y se transforman en gases. Los gases resultantes, a elevadas presiones, ocupan el volumen original del material explosivo.

La cuarta etapa se denomina proceso de expansión. En este período, los gases a altas presiones que ocuparon el volumen original del explosivo empiezan a expandirse, ejerciendo fuerzas contra el perímetro del barreno, las cuales causan el agrietamiento de la roca.

Durante la reacción del explosivo se crean dos tipos de energía, la primera conocida como de choque y la segunda de gas.

Para ayudar a aclarar la diferencia entre estos dos tipos de energía, se pueden comparar las distintas formas de reacción entre un alto explosivo versus un bajo explosivo.

Bajos explosivos son aquellos que se deflagran o arden rápidamente, teniendo velocidades de reacción de 600 a 1,200 m/s. Otra de sus características es que no producen energía de choque, generando trabajo a partir de la expansión de los gases. Un ejemplo de este tipo de productos es la pólvora negra.

Un alto explosivo, al detonar produce tanto energía de choque como de gas.

Un tema de gran importancia en la operación es la realización de las voladuras debido a que es el inicio del rompimiento y se tienen que hacer de manera controlada, por este motivo se hizo la selección de nonel ez-drifter, para hacer la detonación a los metros necesarios de tal manera que no se afecte al personal involucrado, esta detonación del explosivo se hace electrónicamente con un aparato llamado explosor, le trasmite la señal al estárter y este a su vez a los noneles, los noneles se les da la secuencia de disparo de acuerdo al amarre realizado para la detonación.

Una vez cargado el tope, este no se debe “encadenar” todavía (amarre de la línea troncal o línea de detonación con los tubos de choque de los noneles que van a todos y cada uno de los barrenos), sino hasta que se vaya a realizar la voladura.

Se realizó un cálculo para saber cuánto explosivo se consume por disparo, se muestra en la tabla No. 11.

Tabla No 11.- Cálculo del explosivo

	Ingles	Métrico
1.- Alto de sección	19.68 ft	6.00 m
2.- Ancho de sección	18.04 ft	5.50 m
3.- Longitud de sección	16.00 ft	4.88 m
4.- \varnothing de Barreno	1 7/8 in	47.63 mm
5.- \varnothing de Barreno Vacío	5 in	127.00 mm
6.- \varnothing de agente exp. 1"x8"	1 in	25.40 mm
7.- \varnothing de agente exp. 1"x39"	1 in	25.40 mm
8.- \varnothing de agente exp. 1½"x39"	1 ½ in	38.10 mm
9.- Largo del barreno efectivo	14.00 ft	4.27 m
10. Avance esperado	12.60 ft	3.84 m

Para un avance promedio de 3.84 m por disparo se consume un total de 311.74 kg de explosivo con un factor de carga de 82.04 kg por metro lineal, los cuales se clasifican de la siguiente manera tabla No. 12.

Tabla No 12.- Cantidad de explosivo por disparo.

• 250 kg de mexamon por disparo.
• 36 pzas de emulex de 1x8 por disparo.
• 33 pzas de emulex de 1x39 por disparo.
• 25 pzas de emulex de 1 ½" por disparo.
• 1 rollo de estárter de 300mts por disparo.
• 55 pzas de noneles o estárter por disparo.

Una forma de ahorrar en el consumo de explosivo es utilizando solo el material necesario para la voladura, sin exceder el cargado en la barrenación y la eficiencia en el avance, un centímetro perdido por fuque o chocolón en cada disparo es una gran cantidad de dinero tirado por lo que representa hacer la barrenación.

6.4.- ACARREO.

El transporte consiste en el accionamiento, las instalaciones, mecanismos y disposiciones necesarias para desplazar los materiales mineros desde el punto de carga hasta su lugar de descarga o su destino final.

Para el transporte del tepetate de la rampa se tiene contemplado dos camiones de volteo de 14 m³ cada uno, que estarán llevando el material estéril a una distancia de 200 metros de la bocamina al relleno o tepetatera, estos camiones serán cargados con el mismo scoop tram de rezagado.

El precio varía dependiendo de la distancia de acarreo que se incrementara conforme vaya avanzando el desarrollo de la rampa de acceso.

Los camiones de acarreo cargan aproximadamente 10 toneladas, si por cada disparo se tumban 446 toneladas de acuerdo al cálculo realizado en el párrafo de barrenación, entonces $446 / 10 = 44.6$ viajes de camión.

6.5.- FORTIFICACION.

La caída de rocas constituye uno de los mayores riesgos en el minado subterráneo. Por esta razón, para que las operaciones mineras sean seguras, es esencial que el personal de la mina identifique los problemas de inestabilidad de la masa rocosa, que pueden conducir a la falla potencial de la misma. A continuación, se indican algunos factores relacionados con aquellos aspectos operativos y otros agentes mecánicos que han sido identificados como elementos recurrentes en los resultados de las investigaciones realizadas, no todos son causantes del fenómeno de caída de rocas en minería, pero han contribuido en cierto grado como parte del o los mecanismos que originan la caída de roca.

FACTORES GEOLÓGICOS.

Se relacionan directamente a las características del macizo rocoso; tipo de roca, alteraciones, fallas, discontinuidades o diaclasas, lo que origina el debilitamiento y luego el desprendimiento de rocas.

FACTORES AMBIENTALES.

Los cambios bruscos de temperatura, la humedad y la presencia de agua subterránea, son factores que contribuyen a debilitar la roca.

CAMPO DE ESFUERZO.

Cuando las excavaciones llegan a grandes profundidades se originan grandes esfuerzos en la masa rocosa, lo que origina fracturas y luego la caída de rocas.

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

Un método de explotación inapropiado al tipo y calidad de roca influye en la inestabilidad de la excavación y del entorno del macizo rocoso.

EFFECTOS POR VOLADURA.

El uso excesivo de explosivos en una tronadura debilita las paredes y el techo de la excavación, lo que provoca la generación de microfracturas y apertura de diaclasa, las que pueden provocar caída de roca.

PERFORACIÓN DEFICIENTE.

No conservar el paralelismo de las perforaciones contribuye a formar zonas de sobre excavación y cuñas que pueden desprenderse.

Si bien existen otros factores que influyen en el caído de roca solo mencionamos los más importantes.

El sistema de soporte que se utilizará en mina subterránea Dolores es anclaje con varilla de 3/8 cementada de acuerdo al estudio realizado por la empresa contratada para eso (rock bolt). Este tipo de ancla tiene la facilidad de poder instalarla con jumbo anclador y será un jumbo marca oldenburg el que sea utilizado para dicha instalación de las anclas.

Las anclas tendrán una longitud de 3 m de largo y se utilizarán cartuchos cementantes como complemento para su instalación los cuales también se inyectarán con el mismo mecanismo del jumbo. Debido a que los cartuchos cementantes cuentan con acelerante en su fórmula, el ancla una vez instalada alcanza un 60 % de su resistencia en media hora, logrando el total de su resistencia en una hora aproximadamente.

El soporte de terreno es un mecanismo utilizado para el sostenimiento de techos y tablas en galerías subterráneas. Este puede realizarse de dos formas ya sea anclaje normal o anclaje con malla según la estabilidad del terreno.

El ancla utilizada en la mina Dolores es el ancla activa que, debido al tipo de roca es la más adecuada para resistir hasta 22 toneladas por metro cuadrado y soportar de 7-9 toneladas, al igual el ancla split set utilizada en algunas áreas de la rampa Santa Rosa descrita a continuación.



Figura 13.- Muestra el ancla a utilizar y su accionar.

VENTAJAS:

- *Permite ajustarse y hacer que el ancla trabaje antes de que se comience a deslizar el terreno.
- *En terrenos muy fracturados en los que se tiene socavación se puede reajustar.
- *Después de instalada se puede retirar la tuerca y placa para instalar malla o algún complemento.

En base a las pruebas que se han realizado, se deduce que la mejor opción son las anclas activas que debido al material con el que están hechas y a su forma, se ha demostrado una mayor resistencia en comparación con otras como la split set, el ancla de varilla corrugada entre otras, además en conjunto con la malla electro soldada y la placa han confirmado que es la mejor opción para obras permanentes, sin embargo se emplearan anclas swellex para obras temporales una vez que haya avanzado la rampa y se empiecen con obras secundarias.

Para poder tener un control de calidad en el anclaje se llevarán a cabo pruebas en la obra de tabla derecha e izquierda.

La prueba consiste en lo siguiente:

- 1.- Quitar tuerca y placa del ancla puesta a prueba.
- 2.-Poner cople y esparrago en la varilla.

- 3.- Instalar banco.
- 4.-Poner gato hidráulico.
- 5.-Aplicar presión lo mayor posible.

Dichas pruebas se aplicarán cada 25 m de avance para tener la certeza de que la instalación en de manera adecuada.

6.6.- VENTILACIÓN.

En la actualidad la ventilación en las minas subterráneas es de suma importancia, no solo por la generación de gases de los equipos diésel o las voladuras, también porque hay algunas minas en las que la temperatura de la roca o el agua rebasan las normas nacionales o internacionales, por ese motivo es muy importante inyectar aire fresco a toda las galerías en las que se encuentre gente o equipo laborando, para poder cumplir con la norma y aparte para evitar que el personal se fatigue rápidamente por las condiciones de trabajo.

La ventilación en minas subterráneas debe cumplir con los siguientes objetivos:

- Suministrar el oxígeno para la respiración de las personas.
- Proporcionar el volumen de aire para los equipos diésel e instalaciones subterráneas.
- Evitar la formación de mezclas explosivas.
- Diluir y extraer los gases tóxicos y polvo en suspensión.
- Reducir la temperatura.

Cualquier sistema de ventilación debe encauzar el aire fresco por las vías de aire principales hacia las áreas de trabajo y extraer el aire contaminado a superficie. El sistema debe utilizar el aire disponible para ventilar los lugares de trabajo, para capturar y remover el polvo y para diluir y acarrear consigo los gases, (si los hay) emitidos en la actividad minera. Además, el sistema debe proporcionar el volumen y calidad de aire requerido con una pérdida razonable de presión, debe interferir lo menos posible con la operación y todo esto con el menor costo que se pueda conseguir.

En el diseño de un sistema de ventilación es indispensable para determinar el requerimiento total de aire. En el caso de las minas metálicas, el aire es necesario para diluir las emisiones tóxicas de los motores diésel o de otros contaminantes. El requerimiento total incluye el aire indispensable para el confort de los trabajadores, así como el necesario para mantener velocidades mínimas o máximas de aire exigidas por las normas o reglamentos oficiales, y el aire para ventilar y / o mantener una temperatura ambiente y condiciones de ventilación

óptimas en subestaciones eléctricas, estaciones de bombeo, estaciones de trituración, talleres, etc. Después hay que distribuir las cantidades requeridas de aire a los lugares donde se necesite por medio de la red de obras mineras, con la ayuda de puertas, tapones, reguladores, puentes y otros controles de ventilación. Una vez hecha la distribución del aire hay que decidir la ubicación de la(s) fuente(s) de presión y calcular la presión que hay que impartirle al aire para que éste llegue a los lugares donde se necesite.

La Norma Oficial Mexicana NOM – 010 – STPS – 1999 establece los niveles máximos permisibles de sustancias contaminantes de acuerdo al tipo de exposición. Las definiciones de niveles de concentración permisibles son:

Nivel Máximo Permissible. Se refiere a la concentración máxima de un elemento o compuesto químico, que no debe superarse en la exposición de los trabajadores considerando sus tres categorías:

Concentración Promedio Ponderada en el Tiempo (CPT). Para 8 horas de exposición diarias y a la cual la mayoría de los trabajadores expuestos no presentan efectos adversos a la salud.

Concentración para Exposición a Corto Tiempo (CCT). Concentración en la cual el tiempo no deberá exceder de 15 minutos hasta 4 veces por jornada y con períodos de no exposición de al menos 1 hora entre dos exposiciones sucesivas. En todo caso la concentración promedio ponderada en el tiempo para la exposición total que incluya exposiciones cortas, no deberá exceder a la prevista para 8 horas de exposición diaria.

Concentración Pico (P). Es la concentración que no se debe sobrepasar en ningún momento durante la exposición en el trabajo. Dichas concentraciones pueden expresarse en ppm y / o mg / m^3 .

El requerimiento de aire fijado en la NOM-023-STPS-2012 para diluir en la mina los gases tóxicos expulsados a través del escape de los motores diésel es $1.5 \text{ m}^3/\text{min}$ ($75 \text{ ft}^3/\text{min}$), además se debe mantener una velocidad mínima de aire de $15.24 \text{ m}^3/\text{min}$ ($50 \text{ ft}^3/\text{min}$) para garantizar la disipación de los gases del escape de los motores diésel. Sin embargo, como la mayoría del equipo diésel usado en las minas mexicanas es extranjero, en la práctica, se ha adoptado el estándar de requerimiento de aire fijado por la MSHA, que es mayor que el estándar mexicano.

Para poder determinar el tipo de ventilador que se usará en todo el desarrollo de la obra fue necesario hacer un estudio de cálculo de pies cúbicos por persona y hp de los equipos, considerando la eficiencia, la utilización, los kilowatts de los equipos, la cantidad de los equipos a utilizar y el número de personas que estará laborando en esa área.

Los ventiladores principales de las minas subterráneas, con excepción de las minas de carbón, se podrán instalar en el interior o exterior de las minas, evitando mezclar el aire limpio que entre a la mina con el aire viciado que sale de ésta.

El combustible diésel que se use debe tener un punto de inflamación no menor de 66 °C y no debe contener más del 1.5 % de azufre por peso. El equipo diésel debe estar equipado con un dispositivo de mitigación para los gases de escape antes de ser descargados a la atmósfera de la mina.

CAPÍTULO 7

IMPORTANCIA DE LA SEGURIDAD E HIGIENE INDUSTRIAL.

La higiene y seguridad es un servicio de asesoramiento y capacitación orientado a prevenir accidentes y enfermedades laborales en los puestos de trabajo. Se enfoca en reducir los riesgos propios del puesto y en capacitar a los trabajadores a fin de que no cometan actos que puedan llegar a poner en riesgo su salud o su integridad física. Esto se lleva a cabo mediante estudios específicos que establecen cuáles son las condiciones inseguras en la empresa, capacitando a los trabajadores en diferentes temas, realizando visitas periódicas a fin de detectar condiciones riesgosas y, lógicamente, asesorando a la empresa en torno a la normativa legal vigente, tanto en higiene y seguridad como en lo laboral y medioambiental. Todo esto forma parte de un programa de gestión que se implementa, enfocado a la prevención de los riesgos ocupacionales específicos de esa empresa.

El objetivo de la seguridad e higiene industrial es prevenir los accidentes laborales, los cuales se producen como consecuencia de las actividades de producción, por lo tanto, una producción que no contempla las medidas de seguridad e higiene no es una buena producción.

7.1.- SEGURIDAD EN EL TRABAJO.

Hay varios factores por los cuales es fundamental contar con un servicio de higiene y seguridad. El principal es porque cuida a los empleados. El servicio de higiene y seguridad no solo protege la vida, sino que minimiza riesgos, evita accidentes, enfermedades profesionales y cuida el capital humano de la empresa.

Otro factor importante es porque lo exige la ley. La seguridad y salud en el trabajo se encuentra regulada por diversos preceptos contenidos en nuestra constitución política, la ley orgánica de la administración pública federal, la ley federal del trabajo, la ley federal sobre metrología y normalización, el reglamento federal de seguridad y salud en el trabajo, así como por las normas oficiales mexicanas de la materia, entre otros ordenamientos.

El artículo 123, apartado "A", fracción XV, de la Ley Suprema dispone que el patrono estará obligado a observar, de acuerdo con la naturaleza de su negociación, los preceptos legales sobre higiene y seguridad en las instalaciones de su establecimiento, y a adoptar las medidas adecuadas para prevenir accidentes en el uso de las máquinas, instrumentos y materiales de trabajo, así como a organizar de tal manera éste, que resulte la mayor garantía para la salud y la vida de los trabajadores.

Las normas oficiales mexicanas que emite la secretaría del trabajo y previsión social determinan las condiciones mínimas necesarias para la prevención de riesgos de trabajo y se caracterizan por que se destinan a la atención de factores de riesgo, a los que pueden estar expuestos los trabajadores.

Otro de los motivos fundamentales, es porque cuida la economía de la empresa. Y no me refiero solo a las multas que se generan a raíz de los incumplimientos de estas normativas, sino también al cuidado de los bienes puestos en función productiva (Ej.: el mal funcionamiento de maquinarias, por no contar con revisiones periódicas) y a los costos que traen las enfermedades profesionales o los accidentes laborales. Pensemos, más allá de la remuneración que le corresponde a un trabajador accidentado, ¿Cuánto nos cuesta conseguir otra persona para ese puesto? ¿Cuánto tardamos en capacitarla para que produzca la misma cantidad que el trabajador anterior? ¿Cuánto perdimos?

7.2.- ACCIDENTABILIDAD Y COSTOS.

Los accidentes de trabajo y las enfermedades ocasionan daños y pérdidas en las empresas en general. Existen varias metodologías para cuantificarlos. Para que estos cálculos sean válidos, no deben omitir la cuestión de quién soporta éstos costos, identificando personas y colectivos que sufren los daños y sus consecuencias.

¿De qué hablamos cuando decimos costos de los accidentes y las enfermedades causadas por el trabajo? En primer lugar, habrá que hacerlo refiriéndonos a estos dos aspectos:

Costo humano: El costo humano lo constituye el daño que sufren las personas directamente afectadas como el que sufren sus allegados. Supone desde las lesiones físicas para el trabajador/a que lo sufre, que implican dolor, pérdida de trabajo, necesidad de atenciones médicas y/o rehabilitación, hasta, en determinados casos pérdida de autonomía personal, alteración de proyectos de vida, minusvalías, etc. Los allegados también sufren el costo de la pérdida de familiares por consecuencias fatales, cuando esto ocurre.

Costo económico: El costo económico está formado por todos los gastos y pérdidas materiales que el accidente ocasiona, para la persona y su familia, así como el costo del deterioro de materiales y equipos y pérdida de tiempo de trabajo para la empresa y sus compañías aseguradoras, costos para las arcas públicas, para la sociedad en general, etc. Para actuar contra los accidentes y las enfermedades hay que saber sus causas.

Cuando las causas son equipos o instalaciones inadecuadas, entonces se imponen inversiones para su renovación. Estas suelen ser costosas, pero también pueden ser ineludibles. Por ejemplo, ante una instalación eléctrica obsoleta, e inadecuada para la carga que soporta, no hay más remedio que renovarla. La paradoja es que lo que sucederá cuando

se realice la inversión es que mejorarán los resultados económicos debido a que dejarán de haber paradas productivas por corte de suministro debido a la sobrecarga. Este ejemplo, nos ilustra que los costos de la prevención no pueden separarse de los costos productivos. Es en este sentido que podemos decir que la mayor parte de los costos de la prevención han de ser consideradas inversiones productivas y, por lo tanto, inversiones rentables, y no sólo costos. Lo mismo puede decirse de cualquier mejora para la salud que implique una renovación tecnológica: es muy posible que, gracias a la obligación de cumplir con la normativa de ruido, la empresa vea aumentada su productividad.

Además, hablando en estos términos, un segundo tipo de argumentaciones suele girar en torno a cuánto dinero pierde la empresa al producirse accidentes o enfermedades. Aquí la idea de prevenir suele ser que cuanto más abultado le demostremos a la empresa que es su auténtico costo, más tendrá en cuenta la empresa la prevención. A estos efectos, el argumento es que se debe prestar atención al hecho de que además de los costos evidentes (también llamados visibles) hay toda una serie de costos ocultos ("invisibles") que la empresa asume, aunque no lo sepa. Estos costos se deben al impacto de los accidentes y enfermedades sobre la actividad habitual de la empresa: disminuye la producción, o las ventas, o empeoran los productos, o los servicios que la empresa da, etc. y esto significa dinero. Aquí la idea es que, si la empresa realizara una contabilidad detallada de estos costos, llegaría a la conclusión de que debe prevenir.

Costos visibles: Son los costos evidentes: Todos aquellos que están en lista de los ocultos (más abajo) pero se contabilicen pasan por definición a ser costos visibles.

Algunas empresas incluyen aquí costos fijos que la empresa tiene en concepto de prevención y seguridad. Entonces incluyen todos los costos de personal, como equipos especiales.

Costos invisibles u ocultos: Hablaremos de costos ocultos solamente cuando estos costos se produzcan efectivamente, y cuando la empresa no los contabilice por separado, en una cuenta especial (en cuyo caso serían costos visibles). Estos son costos variables, es decir que se producen sólo y únicamente como resultado de que efectivamente se haya producido un accidente, o enfermedad profesional. (Aunque en un sentido podríamos incluir aquí cualquier enfermedad relacionada con el trabajo).

Señalamos como costos "invisibles":

Costos salariales: lo que el empresario paga, pero no se trabaja, tanto por trabajadores afectados directamente como por compañeras/os que dejan de trabajar hasta que se aclara lo sucedido, o por el malestar producido, o por auxiliarle, etc.

Costos derivados de la contratación de un sustituto: no sólo salariales, sino también seleccionar y dar de alta, formarle, el tiempo que tarda en ser igualmente productivo/a, etc.

Costos por pérdidas o daños de materiales, equipos, etc. Los equipos dañados, o precintados por investigación, o la elevación de primas de seguros de los equipos, etc.

Pérdidas de ventas o clientes, daños a la imagen de la empresa: Los accidentes dañan las funciones más básicas de las empresas por no poder atender a tiempo los pedidos o dar atención a clientes.

Complementos por incapacidad temporal: En muchos convenios colectivos se especifica que, en caso de accidente, el empresario asumirá, de su cargo, el complemento para que los trabajadores afectados cobren el 100% de lo percibido en el mes anterior a la baja. Esta situación se puede prolongar durante 18 meses.

En conclusión, de un accidente o enfermedad se podrían derivar diversos tipos de costos, productivos o legales. Lo que sucede en la realidad en otra cosa. Por una parte, no siempre se presentan las demandas que es posible presentar. Por otra parte, no siempre se imponen las sanciones que es posible imponer. Ello hace que el costo real no sea tan gravoso para la empresa.

7.3.- INDICES Y ESTADISTICAS.

Índices.

Los sistemas de gestión de salud y seguridad en el trabajo han sido implementados en la industria con el propósito de que produzcan resultados que se reflejen en la disminución de los accidentes de trabajo, de las enfermedades de origen profesional y en general en el mejoramiento de las condiciones de vida de la población trabajadora. Para alcanzar este propósito, la evaluación de la intervención es especialmente importante ya que permite identificar las áreas con mayor problemática a las cuales se debe llevar la acción y a su vez permite evidenciar si el esfuerzo invertido, los recursos y los sistemas de gestión mismos producen los resultados esperados.

La información tiene sentido si se utiliza como herramienta para la definición de prioridades para la gestión del riesgo, el control de las intervenciones, la medición del rendimiento en seguridad y el logro de los objetivos. Por lo tanto, una adecuada administración de la seguridad debe contar con sistemas de información para la recolección, análisis y evaluación de las acciones, tendientes a la disminución de los accidentes de trabajo, enfermedades profesionales y el mejoramiento de la calidad de vida en el trabajo.

Un indicador de gestión es la expresión cuantitativa del comportamiento y desempeño de un proceso, cuya magnitud, al ser comparada con algún nivel de referencia, indica que tan cerca se encuentra de esa referencia, pudiendo señalar una desviación sobre la cual es necesario tomar acciones correctivas o preventivas según el caso.

A continuación, presentamos los Indicadores de seguridad industrial que son: Índice de Frecuencia, Índice de Severidad.

Índice de frecuencia.

Evalúa y presenta los resultados de la frecuencia de los eventos, se puede hacer frente a accidentes de trabajo, enfermedades profesionales, enfermedades de origen común, etc.

Relaciona el número total de eventos por ejemplo con tiempo perdido con respecto al total de horas-hombre-trabajadas durante el período y se expresa en cantidad de accidentes en una constante definida como K.

La fórmula general para este indicador una vez se definan los eventos es:

$$I.F. = \frac{\text{Número de lesiones incapacitantes}}{\text{Horas-Hombre- trabajadas en el período.}} \times K$$

En donde I.F. se define como Índice de Frecuencia.

Número de lesiones incapacitantes se refiere al numero de accidentes en periodo de un mes que han causado días perdidos.

Las Horas-Hombre trabajadas en el periodo se refiere al numero de horas totales de todo el personal laboradas en un mes.

La constante K que corresponde a 200.000 es tomada de parámetros internacionales (Norma OSHA). Esta constante resulta de multiplicar 100 trabajadores que laboran 40 horas semanales por 50 semanas que tiene el año.

Índice de severidad o gravedad.

El índice de severidad es la relación entre el número de días perdidos o cargados por lesiones, originados por accidente de trabajo, durante un período de tiempo y las horas hombre trabajadas durante el mismo. INTERPRETACIÓN: la empresa perdió xxx días por accidentes de trabajo en el periodo, por cada 100 trabajadores.

Expresa los días perdidos según el evento que se trate.

La gravedad o severidad de los eventos se mide mediante los días perdidos que a su vez se compone de dos factores: los días de incapacidad y los días cargados.

Los días perdidos por incapacidad deben estar certificados mediante el documento legal definido por la empresa, la incapacidad generada y certificada por un profesional de la salud o las expedidas o validadas por los profesionales de la EPS de cada trabajador.

Índice de Severidad =

$$IS\ AT = \frac{\text{No. días perdidos y cargados por AT en el periodo}}{\text{No. HHT año}} \times K$$

En donde IS AT significa índice de severidad anual total.

La constante uno son los días perdidos por año.

No HHT año, son las horas hombres trabajadas en el año

Y K que es la constante que corresponde a 200.000 es tomada de parámetros internacionales (Norma OSHA). Esta constante resulta de multiplicar 100 trabajadores que laboran 40 horas semanales por 50 semanas que tiene el año.

Existen otros indicadores relacionados con las actividades en materia de gestión del riesgo que realizan las empresas, que se enfocan en el éxito de sus acciones y que se describen como indicadores positivos de desempeño. Ejemplos de estos pueden ser número de auditorías, acciones correctivas, reporte de incidentes, porcentaje de comportamientos seguros etc. Estos indicadores pueden predecir el resultado final y adicionalmente permiten que la información sea administrada en el tiempo para la identificación de las estrategias y su eficacia frente a la gestión de los riesgos.

Para lograr el desarrollo de indicadores es necesario contar con información sobre la planificación o planeación estratégica a nivel de la empresa. Esta información indica la política, diagnóstico, objetivos, metas y estrategias corporativas diseñadas en la búsqueda de la excelencia organizacional a largo plazo. El equipo de trabajo debe construir los objetivos propios de SST a la luz de los objetivos corporativos. En este caso la intención de disminuir los accidentes de trabajo y mejorar la calidad de vida de la población debe vincularse a un objetivo corporativo como puede ser el de la productividad.

Si bien la empresa Panamerican Silver como tal ya está al tanto de todo esto y cuenta con todo tipo de programas para la seguridad. En minera Dolores, que es una mina a tajo abierto, no se cuenta con procedimientos de una mina subterránea o no está familiarizado

el personal del departamento de seguridad con las normas y procedimientos para los trabajos a realizar en este proyecto, por tal motivo es importante empezar de cero tanto con el personal operativo y el personal administrativo para poder llevar los índices necesarios y adecuados para el inicio de las operaciones.

ESTADÍSTICAS.

ESTADÍSTICAS DE ACCIDENTE.

El análisis estadístico de los accidentes del trabajo es fundamental ya que, de la experiencia pasada bien aplicada, surgen los datos para determinar, los planes de prevención, y reflejar a su vez la efectividad y el resultado de las normas de seguridad adoptadas.

En resumen, los objetivos fundamentales de las estadísticas son:

Detectar, evaluar, eliminar o controlar las causas de accidentes.

Dar base adecuada para confección y poner en práctica normas generales y específicas preventivas.

Determinar costos directos e indirectos.

Comparar períodos determinados, a los efectos de evaluar la aplicación de las pautas impartidas por el Servicio y su relación con los índices publicados por la autoridad de aplicación.

De aquí surge la importancia de mantener un registro exacto de los distintos accidentes del trabajo.

Estos datos son vitales para analizar en forma exhaustiva los factores determinantes del accidente, separándola por tipo de lesión, intensidad de esta, áreas dentro de la planta con actividades más riesgosas, horarios de mayor incidencia de los accidentes, días de la semana, puesto de trabajo, trabajador estable o reemplazante en esa actividad, etc.

Se puede entonces individualizar las causas de estas, y proceder por lo tanto a diagramar los distintos planes de mejoramiento de las condiciones laborales y de seguridad, para poder cotejar año a año la efectividad de los mismos.

También podemos decir que la estadística es importante en el área de higiene es que nos permite tener datos más específicos, concretos y ordenados bien sea de trabajadores, maquinarias o materia prima con la que se trabaja en pocas palabras la tendremos presente en todo momento a la hora de trabajar en dicha área por lo tanto hay que saber su significado.

La organización y ordenamiento de los datos, lo que se hace a través de tablas, las cuales pueden ser por medio de una distribución de frecuencias simples o una distribución de frecuencias con intervalos, en ambos casos agrupando todos aquellos que corresponden a una mismo dato nominal o variable y expresando en una columna el número de veces que aparece esa variable.

CONCLUSIONES.

Podemos concluir que, por los resultados obtenidos de los estudios, pruebas metalúrgicas, barrenación de diamante etc., realizados durante 16 años, la mina subterránea es viable, el estudio económico arroja ganancias positivas que son recuperables en 5 años una vez que la mina subterránea este trabajando al 100 por ciento de su capacidad.

El informe técnico (de donde se recopiló gran parte de la información) demuestra que las reservas minerales probadas y probables en el plan de la mina serán económicas con los precios pronosticados de los metales. La evaluación económica preliminar descrita, también demuestra que el proyecto de ampliación de Dolores tiene el potencial de ser económicamente apto. Con base en las reservas minerales actuales, se estima que con la mayor tasa de producción del caso de expansión y adición de algunos otros recursos, la mina continuará produciendo plata y oro hasta el 2030. Esta vida proyectada de la mina puede aumentar si se definen recursos minerales adicionales y se pueden convertir en reservas minerales.

En base a los estudios no se conocen riesgos o incertidumbres significativos que puedan razonablemente esperarse que afecten la confiabilidad y la confianza en los resultados económicos proyectados.

La minería subterránea se espera que sea un complemento de la minería a cielo abierto, y se desarrollará para comenzar la producción aproximadamente al mismo tiempo que se complete la construcción de la planta de aglomeración. El método propuesto de minería subterránea es la de barrenación larga, un método de minería a granel mecanizado de bajo costo, apropiado para las condiciones de suelo competentes presentes en la mina que permite una extracción casi completa del inventario explotable. Un cronograma subterráneo preliminar basado en el plan de mina subterránea apunta a una tasa de producción de aproximadamente 1,500 toneladas por día para alimentar el circuito de aglomeración de pulpa en conjunto con la porción de alta ley del material de la mina a cielo abierto. El cronograma previsto indica el desarrollo subterráneo que comenzará en 2015 con la producción total lograda en 2018 y una vida útil de la mina de aproximadamente 12 años, incluido el tiempo de construcción.

El desarrollo de la rampa principal de acceso será importante terminarla en tiempo y forma, de acuerdo al cronograma establecido ya que es un factor importante para que la mina subterránea pueda iniciar sus operaciones de producción al 100 % en la fecha establecida.

