



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE
MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

“Informe de casos resueltos en el área de
planeación en una mina subterránea
con vetas angostas de oro y plata
ubicada en el estado de Guanajuato”

INFORME ESCRITO
QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

PRESENTA:
CLAUDIA MARTÍNEZ FLORES



AVAL:
MTRO. GABRIEL RAMÍREZ FIGUEROA

MÉXICO, D.F

2014

ÍNDICE

RESUMEN.....	V
1. INTRODUCCIÓN.....	1
2. ASPECTOS GENERALES.....	2
2.1. Ubicación.....	2
2.2. Geología de la región.....	4
2.3. Método de minado.....	5
3. MARCO TEÓRICO.....	9
3.1. Origen e importancia de la planeación.....	9
3.2. Planeación estratégica.....	11
3.3. Planeación táctica.....	12
3.4. Planeación operativa.....	12
3.5. Evaluación de negocios.....	13
3.6. Planeación anual.....	13
4. ANÁLISIS DE CASOS.....	14
4.1. Caso 1. Determinación de la longitud de las obras de desarrollo en veta.....	14
4.2. Caso 2. Homologación de criterios para el cuele de los cruceros de acceso.....	24
4.3. Caso 3. Análisis de productividad de la mano de obra.....	34
4.4. Caso 4. Análisis de productividad de los equipos de rezagado y acarreo.....	40
5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	48
ANEXOS.....	49
BIBLIOGRAFIA.....	55
LISTADO DE FIGURAS	

Figura 1. Plano de ubicación del estado de Guanajuato	3
Figura 2. Bosquejo geológico del Distrito Minero de Guanajuato	4
Figura 3. Preparación del rebaje	8
Figura 4. Círculo de Deming	11
Figura 5. Relación general entre los resultados de exploración, recursos minerales y reservas	15
Figura 6. Evaluación de reservas en desarrollos	17
Figura 7. Bloque de reservas probadas y probables definidas sobre el desarrollo	20
Figura 8. Sección longitudinal de rebaje	22
Figura 9. Curva de productividad del personal	39

LISTADO DE GRÁFICOS

Gráfico 1. Tiempo de desarrollo de las obras de preparación respecto a la vida útil de los cruceros de acceso	32
Gráfico 2. Tonelaje acarreado por equipo LHD por turno	47

LISTADO DE IMÁGENES

Imagen 1. Máquina de pierna neumática	5
Imagen 2. Cargador frontal de bajo perfil (LHD)	6
Imagen 3. Camión de bajo perfil	6
Imagen 4. Dimensiones de rebaje	41

LISTADO DE TABLAS

Tabla 1. Plan de minado	14
Tabla 2. Desarrollo con respecto al porcentaje económico	16
Tabla 3. Parámetros de construcción de las obras de servicio	26
Tabla 4. Ejemplo de la hoja de cálculo para determinar la longitud total de las obras de preparación en función de su longitud de crucero	27
Tabla 5. Ejemplo de la hoja de cálculo para obtener el tiempo necesario para la ejecución de las obras de desarrollo (29 turnos efectivos)	29
Tabla 6. Ejemplo de la hoja de cálculo para obtener el tiempo necesario para la ejecución de las obras de desarrollo (30 turnos efectivos)	30
Tabla 7. Ejemplo de la hoja de cálculo para obtener el tiempo necesario para la ejecución de las obras de desarrollo (31 turnos efectivos)	31
Tabla 8. Factores considerados en la operación de la mina	34
Tabla 9. Personal actual	35
Tabla 10. Indicadores estadísticos de producción	36
Tabla 11. Requisito diario de personal para la producción y desarrollo	37
Tabla 12. Comparativo del personal existente con lo calculado	37
Tabla 13. Equipo actual	41
Tabla 14. Tonelaje movido por traspaleo	42
Tabla 15. Comparativo del equipo de acarreo actual contra lo calculado (inciso 1)	43
Tabla 16. Comparativo del equipo de acarreo actual contra lo calculado (inciso 2)	44
Tabla 17. Tiempo de acarreo por equipo LHD	46
Tabla 18. Tonelaje acarreado por turno	48

RESUMEN

El presente informe fue elaborado con la finalidad de cumplir con la modalidad de titulación por trabajo profesional en la carrera de Ingeniero de Minas y Metalurgista y tiene por principal objetivo mostrar las actividades profesionales realizadas en el área de planeación de una mina subterránea con vetas angostas de oro y plata ubicada en el estado de Guanajuato. El periodo durante el cual se ejercieron dichas actividades de planeación operativa fue de un año y medio.

Durante este periodo fue necesario generar información que sirviera de soporte en el diseño previo de las obras de desarrollo, asimismo como material de apoyo y realimentación para la ejecución de los proyectos futuros de manera eficaz y en tiempo.

Adicionalmente se presenta una breve introducción relacionada con el marco teórico de la planeación en donde se describe su objetivo y sus componentes, así como su división respecto a sus diferentes niveles de aplicación.

Este informe presenta cuatro casos reales con la finalidad de mostrar el dominio de las capacidades y competencias profesionales en la planeación de una mina subterránea, por parte de la sustentante.

En el caso 1, se determina la longitud mínima necesaria de obra sobre veta como respaldo para la garantizar la reposición de las reservas en función del ritmo de producción establecido; dicha longitud sirve además en la evaluación de reservas y para la preparación de nuevos rebajes de producción.

En el caso 2, llevar a cabo un análisis de la longitud de los cruceros de acceso a los rebajes de producción, en función de su vida útil y su tiempo de realización, con el propósito de programar en tiempo adecuado las obras de desarrollo necesarias.

En el caso 3, evaluar al personal actual para determinar los recursos necesarios para mantener o inclusive incrementar el ritmo de producción, con el apoyo de información estadística (promedio) de un año de operación. Estos resultados permiten establecer los requerimientos de la mina para el cumplimiento de las cuotas de producción establecidas.

En el caso 4, analizar la capacidad del equipo de rezagado utilizado actualmente, con el propósito de conocer sus alcances con apoyo de información concerniente a las distancias y capacidad de rezagado de la operación en otra unidad minera y comparar su utilización actual contra lo obtenido en dicho análisis.

Finalmente, el informe presenta las conclusiones y recomendaciones, que bien pueden aplicarse en este tipo de operaciones mineras subterráneas con la finalidad de incrementar su eficiencia y productividad.

1. INTRODUCCIÓN

En este informe se exponen las variables y escenarios que se presentan en diversos casos resueltos en la planeación de obra en una mina subterránea, buscando obtener con ello mejoras en su diseño, así como en la preparación de los lugares de producción; en el cual, se maneja información estadística (promedio) a lo largo de un año de operación, indicadores de producción basados en dichos datos y condiciones de trabajo según el contrato laboral vigente. Adicionalmente, se llevan a cabo propuestas que hacen hincapié en los puntos o variables que generan retrasos en la producción.

Los casos que en este informe se presentan son los siguientes:

1. Determinación de la longitud de las obras de desarrollo en veta.
2. Homologación de criterios para el cuele de los cruceros de acceso.
3. Análisis de productividad de la mano de obra.
4. Evaluación de producción de los equipos de rezagado y acarreo.

En cada uno de los casos, se plantea una introducción, el desarrollo de la problemática abordada y las conclusiones y/o recomendaciones que procedan en consecuencia.

Los casos que se abordan en este informe, si bien fueron desarrollados en un área de planeación operativa, también incorporan algunos elementos de planeación táctica como por ejemplo en los casos 2 y 4 en donde se plantean opciones a mediano plazo que resultan necesarias para evitar los retrasos que, desafortunadamente se llegan a presentar en las operaciones mineras, así mismo, en el caso 3, se muestran indicadores obtenidos durante la estancia en la compañía minera, que, actualmente no están establecidos y sin embargo, en este informe se muestra su efecto en la operación de mina.

2. ASPECTOS GENERALES

El presente informe está basado en la evaluación de diversas obras necesarias para la operación de una minado subterráneo aplicado a un yacimiento de oro y plata con vetas angostas con el método de minado “Corte y relleno con tepetate”, en el estado de Guanajuato.

La producción minera del estado data desde los tiempos de la colonia (Siglo XVI); el distrito minero cuenta con más de ocho mil hectáreas siendo uno de los distritos más grandes de México (Co. E. S., 2013). La producción de la mina se obtenía mediante los métodos de minado de “Tumbe sobre carga”, “Minado con escrepa” y “Corte y relleno”, sin embargo el sindicato local y la compañía determinaron la eliminación de los métodos de minado debido al alto riesgo por el nivel de fracturamiento del yacimiento, siendo el “Corte y relleno” el procedimiento establecido para la continuidad de la operación. En los últimos 8 años, con una nueva administración se determinó que en el caso de que la estructura mineral cuente con más de 1.0 metros de potencia y las condiciones geológicas lo permitan será aplicado el método de “Tumbe con barrenación larga” utilizando el equipo *Stop Mate* (similar al Wagon drill) con alcance entre 3.0 a 13.0 metros.

Nota: En este informe no se muestra la operación con Stop Mate, dado que las estructuras mineralizadas en el área de estudio no sobre pasan los 0.8 metros la potencia.

La dirección de la mina ha pasado por diversas compañías, sin embargo la adquisición de equipos se ha retrasado por falta de respaldo de información suficiente para fomentar dicha inversión. Cabe resaltar que los equipos actuales asignados a la producción suelen resultar obsoletos para los alcances que se desean obtener y sobre todo si se desea incrementar la producción. Es importante notar que las reservas evaluadas actualmente respaldan dos años el ritmo de producción.

1.1. Ubicación

El estado de Guanajuato se encuentra ubicado en la porción central de la República Mexicana y se localiza entre las coordenadas geográficas 19°55 y 21°52' de latitud norte y, 99°41' y 102°09' de longitud oeste del meridiano de Greenwich (SGM, 2010). La mina se encuentra localizada a 8.5 km al noreste de la capital del estado, la cual cuenta con acceso por camino municipal (ver punto 1 en figura 1).

En el territorio estatal se localizan tres provincias fisiográficas. En la parte norte-central, la Mesa del Centro; en la porción nororiental, la Sierra Madre Oriental y en la parte centro-sur, el Eje Neo-volcánico.

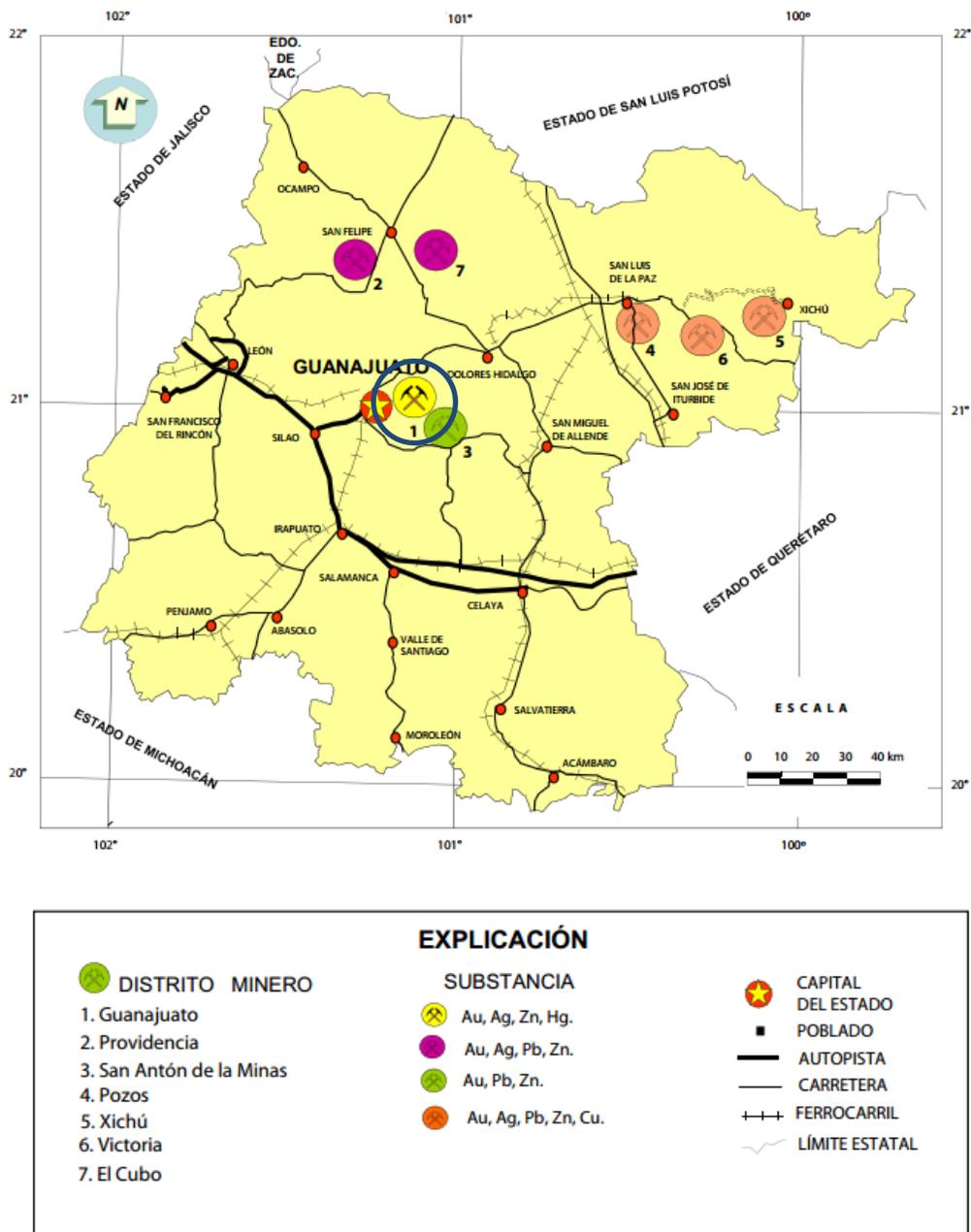


Figura 1. Plano de ubicación del estado de Guanajuato

Geología de la región (Yann René Ramos-Arroyo, 2004).

El distrito forma parte del cinturón de mineralización plata-plomo-zinc que corre paralelo al flanco este de la Sierra Madre Occidental. En la figura 2 se distinguen las unidades litológicas que afloran en la superficie así como las fallas y las principales minas.

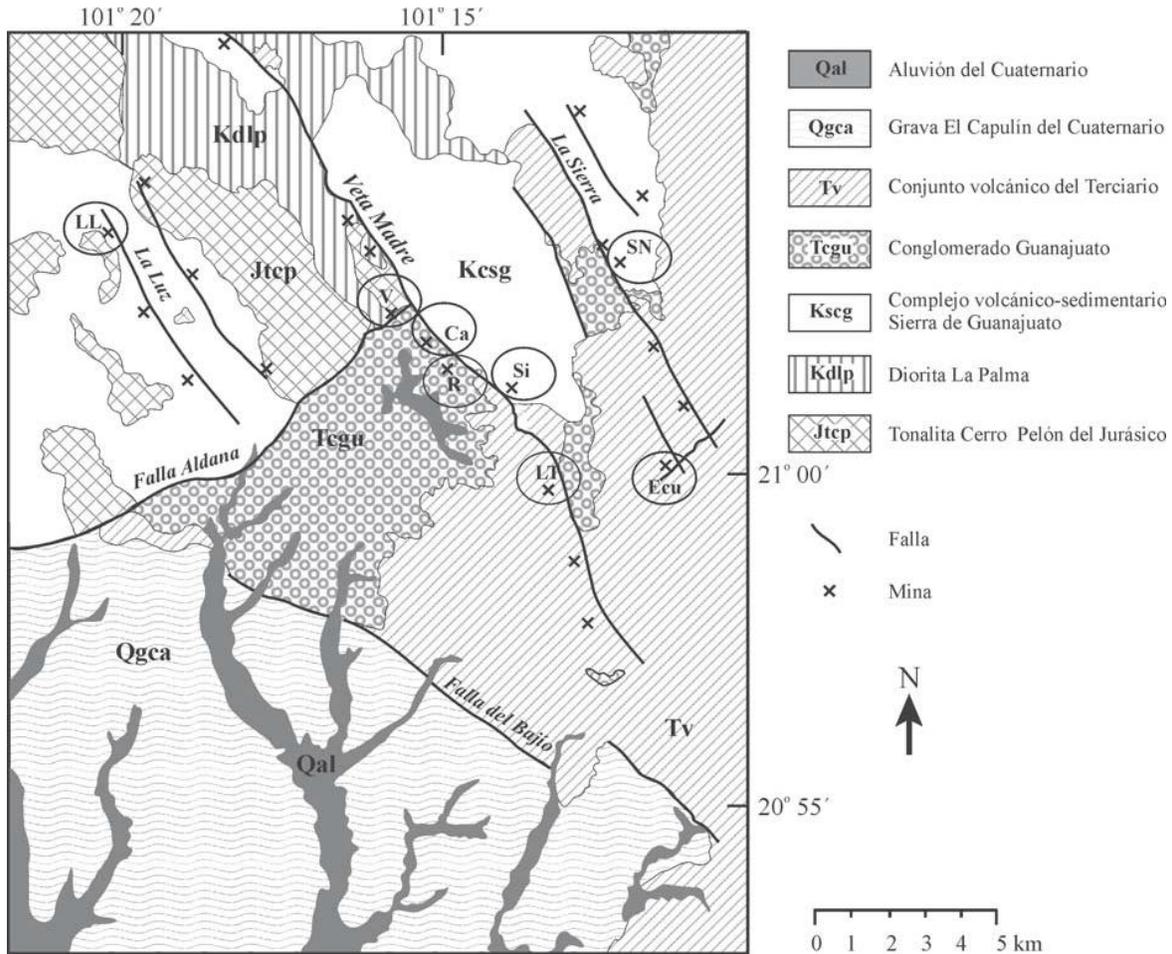


Figura 2. Bosquejo geológico del Distrito Minero de Guanajuato. Las principales minas del distrito están encerradas en un óvalo: LL: La Luz; V: La Valenciana; Ca: Cata; R: Rayas; Si: Sirena; LT: Las Torres; SN: San Nicolás; Ecu: El Cubo.

La estructura del distrito es muy compleja, encontrándose rocas cretácicas deformadas y metamorfizadas, fallas normales cenozoicas, y una posible caldera relacionada con el vulcanismo del Terciario. Las principales fallas tienen rumbo NW con longitudes de uno a más de 30 km, como la Veta Madre, y se extienden a profundidad más de 1,000 m; en estas estructuras están alojados los yacimientos epitermales.

También se presenta otro sistema de fallas de dirección NE. La mineralización de oro ocurre predominantemente en las fallas de la parte E del distrito.

El Distrito Minero de Guanajuato se considera un sistema epitermal clásico de baja sulfuración, en el cual las minas están alojadas en tres sistemas de vetas con tendencia NW: La Luz, Veta Madre y La Sierra. La totalidad de los materiales alojados en las vetas tiene una ley promedio de 0.1 a 4.0 g/t de Au y 10 a 400 g/t de Ag y menos del 20 % del volumen de los minerales puede encontrarse en concentraciones económicas, es decir con más de 1 g/t de Au y más de 100 g/t de Ag en estructuras de clavos o bolsas de mineral.

La mena son sulfuros y sulfosales que se presentan como filones rellenando fisuras, como brechas y como *stockworks*. Los filones y los *stockworks* pueden considerarse extremos de una misma serie. Los filones son los rellenos de fisuras tabulares con contactos agudos y poco reemplazamiento de las rocas encajonantes, presentan texturas de intercrecimiento y bandeamiento. En las brechas, la mineralización ocurre como vetas bandeadas rodeando a los clastos de las rocas brechadas y alteradas. Éstas se encuentran principalmente en los yacimientos localizados entre las elevaciones 2,250–1,650 msnm. Los *stockworks* se formaron en rocas que por sus propiedades físicas se quebraron durante el fallamiento (Riolita La Bufa, Arenisca Calderones y Andesita El Cedro). Se limitan a la zona baja de los yacimientos entre 2,350 y 1,800 msnm y tienen leyes menores que las vetas tabulares. En el Sistema de Vetas de la Sierra, el cual es el punto de estudio las principales minas son: Asunción, Monte de San Nicolás, Pasadena, Albertina, Peregrina y El Cubo, localizadas entre 2,300 y 1,800 msnm.

1.2. Método de minado

El método de “Corte y relleno con tepetate” consiste en desarrollar una frente sobre la estructura mineral hasta delimitar los valores económicamente recuperables, una vez delimitada la estructura mineral se da el inicio del rebaje; el minado es de manera ascendente con cortes longitudinales que según el ancho de la veta será de 1.8 m para estructuras menores de 0.6 m o 2.4 m en estructuras de 0.7-0.8 metros, cabe mencionar que para la aplicación del método de minado es necesario que la inclinación de la estructura mineral sea mayor al ángulo de reposo (>50 grados) y regular a buena calidad de roca encajonante; el relleno se realiza con tepetate generado por el corte de ampliación, que en algunos casos, es cantidad suficiente para la preparación del rebaje y en caso contrario, se destina tepetate de las obras auxiliares cercanas a este para abastecer su preparación (rampas o contrapozos).

El minado se realiza con máquinas de pierna neumática (Imagen 1) con longitud de barrenación de 1.8 m y 2.4 m para el desarrollo, y 2.40 m para la producción.



Imagen 1. Máquina de Pierna Neumática

Imagen obtenida de: www.rnpsa.com, septiembre 2013

Etapas del ciclo de minado:

- La barrenación de anclaje en avance consiste en la colocación de anclas tipo *Split Set* y/o malla ciclónica según lo requieran las condiciones del rebaje. Se instala del acceso al tope del rebaje con el propósito de garantizar su estabilidad durante la operación.
- La barrenación de producción y ampliación se realiza en retroceso, es decir, del tope del rebaje al acceso, integrando los barrenos realizados sobre la veta (barrenos de producción) y los barrenos de ampliación realizados sobre la roca encajonante al bajo. La barrenación se lleva a cabo en conjunto para evitar condiciones y acciones inseguras para el personal y el equipo después de la voladura de producción.
- Voladura de barrenos de producción. Consiste en el disparo inicial de los barrenos perforados sobre la veta, para darle salida al mineral.
- Extracción de mineral. Rezagado del mineral con cargadores frontales, también conocidos como *Load-Haulage-Dump* (LDH) hacia su siguiente punto de transferencia, ya sea un stock temporal de almacenamiento, una metalera, tolva, tiro, etc.
- Voladura de barrenos de ampliación. Los barrenos realizados al bajo y en su caso al alto de la veta, se disparan para la generación de un nuevo claro y la preparación del rebaje; el tepetate generado de dicha voladura en la mayoría de los casos se utiliza para el auto-relleno del rebaje.

- Preparación de rebaje (planilla). De la voladura de barrenos de ampliación se genera una cantidad suficiente de tepetate para preparar la planilla o nuevo piso. En algunos casos, el tepetate puede no ser suficiente para la preparación de la planilla; ello dependerá del ancho de la veta y el rebaje.

De manera general se presenta el ciclo de minado en el siguiente diagrama.

Diagrama 1. Ciclo de minado

PRODUCCIÓN	Mes			
	Semana 1	Semana 2	Semana 3	Semana 4
Barrenación de anclaje	■			
Barrenación de producción y ampliación		■		
Voladura de barrenos de producción			■	
Extracción de mineral (rezagado)			■	
Voladura de barrenos de ampliación				■
Preparación de rebaje (planilla)				■

Nota: Información estimada para un desarrollo de 100.0 m, con 25 barrenos/hombre/turno (según Contrato Colectivo de Trabajo) y rezagado con LHD de 1.15 m³ (1.5 yd³)

En el ciclo de minado también se integra el descabece¹, sin embargo, no se le asigna un periodo definido, ya que dicho proceso se lleva a cabo durante la barrenación de producción y ampliación; sin embargo se ha observado que se presentan retrasos en la producción de los rebajes cuando la longitud de su cruce de acceso es mayor a 50.0 metros. Asimismo, el proceso de amacice se realiza de manera permanente en cada una de las etapas del ciclo de minado, por lo que no se considera como actividad específica dentro de los tiempos de preparación del rebaje.

La barrenación de ampliación y el relleno del rebaje deberán garantizar las dimensiones adecuadas para la preparación del nuevo claro en el rebaje, así como la sección mínima de 2.20 m x 2.50 m. Ver figura 3.

¹ Minado de tepetate entre bloques de mineral dentro del rebaje.

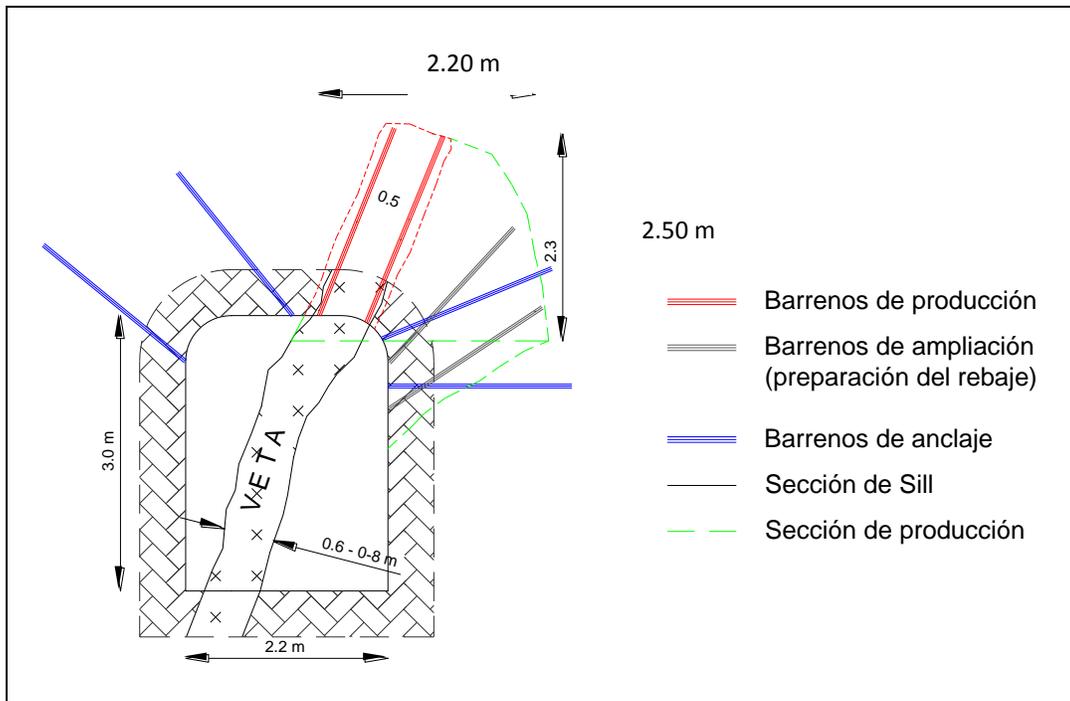


Figura 3. Preparación del rebaje.

El rezagado de cada rebaje se realiza con cargadores frontales también conocidos como *Load-Haulage-Dump* (LHD) y/o camiones de bajo perfil (ver imágenes 2 y 3) hacia los contrapozos metaleros que conducen el mineral al nivel principal de acarreo, en donde posteriormente se extraerá a superficie con locomotora para su siguiente proceso. Para el movimiento de tepetate se utiliza el mismo equipo LHD, ya sea para la preparación de rebajes, como para el relleno de rebajes antiguos o áreas de depósito.



Imagen 2. Cargador frontal (LHD)
Imagen obtenida de www.cpampa.com, sep. 2013



Imagen 3. Camión de bajo perfil
Imagen obtenida de www.norimet.com, sep. 2013

3. MARCO TEÓRICO

3.1 Origen e importancia de la planeación

En la época moderna, al finalizar la segunda guerra mundial, las empresas comenzaron a darse cuenta de algunos aspectos que no eran controlables: la incertidumbre, el riesgo, la inestabilidad y un ambiente cambiante. Surgió entonces, la necesidad de tener control relativo sobre los cambios rápidos. Como respuesta a tales circunstancias los gerentes comienzan a utilizar la planeación estratégica (Fuentes y Fuentes, 2007).

Posterior a la modernización de diversos procesos operativos, fue necesario controlarlos, mediante la evaluación de la mano de obra, la cual debería contar con una estructura y capacitación para confrontar los cambios en la industria, mediante la creación y aplicación de sistemas de administración para determinar el recurso humano y los alcances que estos obtuvieran para el logro de metas.

De acuerdo con algunas definiciones consultadas y que han sido desarrolladas en el sector minero (Chico Villaseñor, 1965) (Cardona A., 1973), se tiene:

“la planeación es el proceso metódico, diseñado para obtener un objetivo determinado y esta debe completarse con el control”.

En términos generales:

- Planear requiere percibir lo que hay por delante, es un trabajo continuo en el cual una vez fijadas las metas y objetivos a alcanzar, se deben determinar los recursos y el tiempo para su realización. Adicionalmente ofrece un marco de referencia detallado para la toma de decisiones.
- Controlar es comparar la ejecución de los planes ya fijados con los resultados obtenidos y en el caso de ser negativos aplicar su acción correctiva.

Es necesario que las acciones correctivas durante el control se registren y sirvan como antecedente para la mejora de los procesos.

Sloan (Sloan, 1983) abunda: “Las compañías siempre han planeado, sólo que, en gran parte fue a corto plazo (de uno a tres años) o fueron solamente en aspectos seleccionados de la empresa (existencia de propiedades mineras, proyección de los gastos de capital, planeación financiera)”.

Y agrega, “el proceso de planeación se dirige a pensar a través de preguntas tales como:

- ¿Dónde estamos?
- ¿Qué puede suceder con el entorno?
- ¿Hacia dónde vamos?
- ¿Cómo puedo llegar?
- ¿Qué debo hacer?”

El proceso de planeación es una parte integral en la administración de una empresa, es un proceso sistemático, retroactivo y continuo hacia la mejora de resultados. Dichos resultados conducen a la mejor asignación de los recursos y acciones de la empresa para alcanzar sus objetivos.

El proceso de planeación consiste en:

- Evaluar la posición de la empresa, las oportunidades y amenazas que enfrenta (esto como premisa básica en la evaluación estratégica).
- Establecer metas, prioridades y estrategias de desarrollo.
- Realizar planes para cada área de negocio y/o proyecto.
- Garantizar que los planes sean ejecutados y establecer un proceso de control y mejoras.

El uso y aplicación de control en los procesos es necesario para conocer el enfoque y planteamientos importantes en la empresa (Acle Tomasini, 1989). Asimismo, se recomienda el uso del círculo de Deming para establecer el control y la mejora en los procesos, que relacionado con la planeación operativa, proporciona una visión clara desde la planeación hasta las correcciones y su mejora, mismos que servirán de realimentación para los proyectos futuros.

El Círculo de control de Deming, es una propuesta sistemática de resolver problemas, dirigido a una solución efectiva, el cual asegura el control del objetivo, el análisis detallado, las acciones correctoras y previene la repetición de problemas. Ver figura 4.

La aplicación de una correcta planeación durante la operación de la mina, como lo dice en su definición, debe proporcionar la información adecuada para la toma de decisiones, así como una perspectiva hacia la mejora y la calidad. Cabe mencionar que la calidad en la producción representa el aumento o disminución de los costos que, actualmente ante la variabilidad en los precios de los metales en el mercado se ha tornado un asunto de suma importancia.

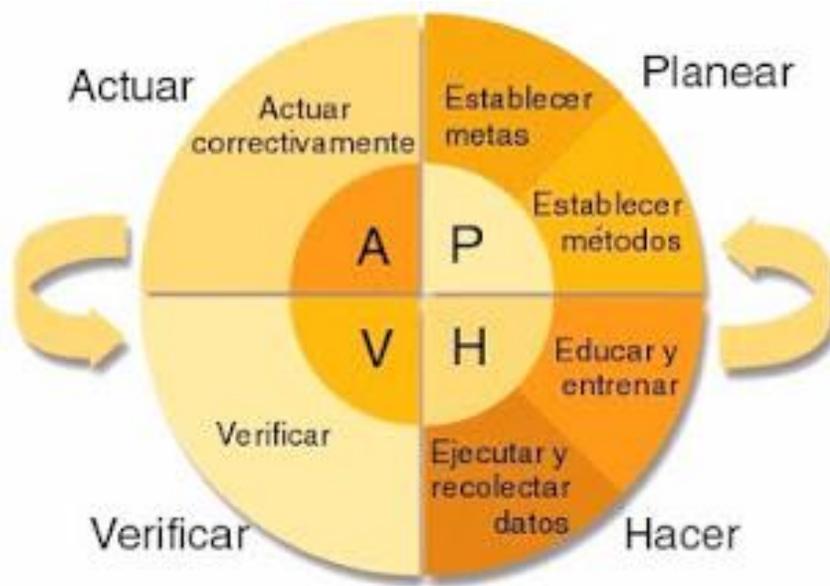


Figura 4. Circulo de Deming (Maestros de calidad, 2012)

De acuerdo con Cardona y Chico Villaseñor (Cardona A., 1973) (Chico Villaseñor, 1965), el proceso de la planeación puede ser dividido en fases: a) planeación estratégica, b) planeación táctica y c) planeación operativa, además Sloan (Sloan, 1983) adiciona a esta clasificación: d) evaluación de negocio y e) planeación anual.

Respecto a dicha clasificación, la evaluación de negocio y la planeación anual, pueden integrarse en la planeación estratégica, ya que ambas deben evaluar la situación financiera de la empresa y generar año con año los posibles escenarios de operación y producción, según su valor de mercado.

3.2 Planeación estratégica.

La planeación estratégica es aplicable hacia todas las áreas de la empresa, se maneja a largo plazo y es relativamente genérica. Los planes estratégicos se centran en temas amplios y duraderos con la intención de formular una idea clara de la proyección de la empresa en cinco o diez años y establecer a grandes rasgos las estrategias para alcanzar las metas.

El plan estratégico establece típicamente la finalidad de la organización y puede describir un conjunto de alcances, objetivos y valores para llevar adelante a la empresa.

Algunos ejemplos de planeación estratégica en la industria minera consisten en los proyectos de exploración a largo plazo, compra o venta de propiedades mineras, grandes inversiones para reactivar o arrancar proyectos de gran magnitud o inclusive incursionar en otros sectores de la cadena productiva minero-metalúrgica que agreguen valor al producto terminado tales como la refinación de los minerales a través de procesos de fundición, extracción por solventes, depositación electrolítica, etc.

Una experiencia laboral propia consistió en el cálculo de la cantidad de contrapozos tipo Robbins para estimar la inversión en ventilación y con ello estimar los ingresos por venta de la producción.

3.3 Planeación táctica.

A diferencia de la planeación estratégica, la planeación táctica se ubica en el enlace que existe entre los procesos operativos, y consiste en formular planes a corto plazo que pongan de relieve las operaciones actuales de las diversas partes de la organización. El corto plazo se define como un período que se extiende sólo a un año o menos con proyección hacia el futuro.

Los administradores utilizan la planeación táctica para describir lo que las diversas áreas de la organización deben hacer de tal forma que la empresa tenga éxito dentro de un lapso no mayor a un año, o menos en algunos casos especiales.

Algunos ejemplos de la planeación táctica en la industria minera son los proyectos de ampliación de producción y tratamiento en una planta de beneficio. El cambio de método de minado por cambios en la resistencia del macizo rocoso, mayor selectividad en el método de minado y aseguramiento de la operación de mina.

Un caso particular fue cambio de minado de “corte y relleno” a “banqueo ascendente”, esto por el ancho e inclinación de la veta y el alto grado de fracturas en su contacto con el alto de la misma; con esto se definió un nuevo ancho de rebaje, se controló su estabilidad y se requirieron menor cantidad de insumos para el sostenimiento estructural.

3.4 Planeación operativa.

Una vez definido el plan estratégico es necesario especificar, quienes y con qué se realizará, y pondrán en práctica la estrategia y la táctica elegidas para llevar a la empresa a partir de

su posición actual a la consecución de sus objetivos a largo plazo. Dicha planeación es específica y está orientada a la consecución del objetivo determinado.

La planeación operativa convierte los conceptos generales del plan estratégico en cifras claras, en pasos concretos y en objetivos evaluables a corto plazo. La planeación operativa demanda una aplicación de recursos que sea eficiente y efectiva para los costos en la solución de problemas y consecución de los objetivos establecidos.

Algunos ejemplos de planeación operativa en la industria minera, consisten en el cambio del plan de producción diario, semanal o mensual, según la disponibilidad de los rebajes integrados en el plan anual, con el propósito de alcanzar las metas de producción; asimismo, el diseño y ejecución de las obras de servicio que no estaban integradas en plan de minado, etc.

3.5 Evaluación de negocios.

El propósito de esta fase es obtener información actual de la empresa respecto de su posición y prospectos que son pre-requisitos fundamentales para la toma de decisiones. Con frecuencia, las empresas han fracasado debido a que sus planes se han realizado con grandes visiones y poco en los resultados, las evaluaciones deberán ser realistas a la situación, oportunidades y amenazas de la empresa (Sloan, 1983).

Como ejemplo se tiene la baja de precios de los metales, y su gran afectación ante cambios inesperados de estructura administrativa y operativa, ocasionando en las empresas a disminuir el ritmo de producción y enfocarse a los proyectos con mayor rendimiento y dejando de operar en lugares de bajos valores y altos costos de operación.

3.6 Planeación anual.

Deberá proporcionar la base para el presupuesto de la compañía y asignación de responsabilidades por actividad específica, este control permite tomar medidas que estén directamente relacionadas con la estrategia de la empresa. Se debe tener especial cuidado para garantizar el vínculo entre la planeación y las operaciones, para que no se convierta en algo realizado sin fundamentos o no reflejen cambios en la estrategia.

4. ANÁLISIS DE CASOS

4.1. Caso 1.- Determinación de la longitud de las obras de desarrollo sobre veta.

Planteamiento de la problemática

Actualmente, en la planeación mensual para el desarrollo de la mina, se tienen establecidos 400.0 metros lineales, de los cuales se asignan en proporciones porcentuales variables para las obras que se realizarán sobre estructura mineral y sobre tepetate es decir, el desarrollo sobre la estructura mineral para la preparación de nuevos rebajes y el desarrollo sobre tepetate, donde se incluyen las obras de preparación de los rebajes, como son rampas, cruceros, contrapozos de ventilación y metaleros, y estaciones de carga.

Dicha variación porcentual del desarrollo ha resultado insuficiente para la preparación de nuevos rebajes, ya que el presupuesto mensual de desarrollo sobre veta incluye el cuele de frentes, contrapozos de exploración y ranuras; por lo que es necesario determinar la longitud mínima necesaria para garantizar la reposición de las reservas de acuerdo al plan de producción establecido y compararlo con lo establecido en el último año de operación.

Un punto a considerar es la continuidad de la mineralización y su área de influencia, es sabido que los valores son variables en la estructura mineral, por ello es necesario definir el lugar donde será desarrollada la frente de preparación, y con ello comprobar las reservas medidas e indicadas durante la etapa de exploración, con ello verificarlas y certificarlas como reservas probadas y probables de acuerdo con los estándares internacionales actualmente reconocidos (Committee, 2012) (ver figura 5).

Durante la operación y la producción de la mina se tendrán que realizar proyectos de exploración para mantener y, en el mejor de los casos, incrementar las reservas probadas que permitan la continuidad de la operación, mediante su certificación.

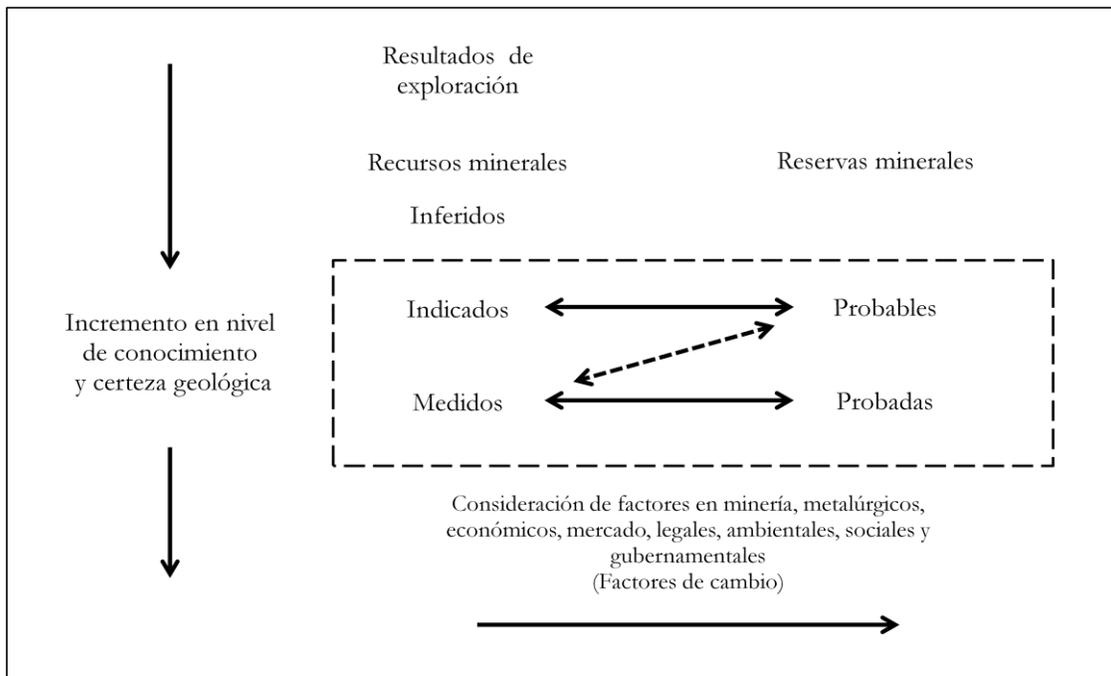


Figura 5. Relación general entre los resultados de exploración, recursos minerales y reservas (Committee, 2012).

Partiendo de lo recomendado por Hartman (Howard L. Hartman, 2002)...

“La exploración minera se refiere a las actividades de evaluación de una prospecto geológico en las que se determinan su tamaño, forma, calidad y potencial económico”.

Además, recomienda...

“...como regla general, el desarrollo deberá realizarse con el propósito de acceder al tonelaje máximo de mineral con el gasto mínimo de cuele de desarrollos (\$/ton)”.

Es por ello que resulta necesario que el desarrollo planeado proporcione la mayor información geológica, con la mínima inversión posible.

Dicho desarrollo permite conocer la extensión y las características de la estructura mineral y su asociación con las estructuras ya conocidas, además servirá de apoyo en la evaluación del yacimiento para proyectos futuros.

En este caso, se presentan tres escenarios: a) determinar la longitud de desarrollo necesario para la reposición del tonelaje de producción, b) determinar la longitud de desarrollo para la preparación de nuevos rebajes de producción con los bloques de reservas que se encuentran presentes en la parte superior de las obras de desarrollo, y c) descripción general de la evaluación de los bloques de reserva que se encuentran por debajo de las obras de desarrollo, para la preparación de rebajes que permitan su recuperación a futuro.

Propuesta de solución a la problemática abordada.

Derivado de lo anterior, se propone determinar los metros lineales de desarrollo necesarios para definir las reservas existentes entorno de las obras de desarrollo. Para ello es necesario tomar en cuenta el tonelaje de producción establecido en el plan de minado de 250 TPD, desarrollo sobre tepetate de 9 m/día y desarrollo sobre la estructura mineral de 4 m/día, o bien una longitud total de desarrollo de 13.3 m/día; ver tabla 1.

Tabla 1. Plan de minado				
Plan	Producción (Ton)	Desarrollo (m)		Total desarrollo (m)
		Tepetate	Estructura mineral	
Mensual	7,500	280	120	400
Diario ²	250	9	4	13.3

Por procedimiento, en la evaluación de la mineralización detectada en el cuele de obras de desarrollo realizado (línea en color gris, ver figura 6) sólo se consideran como reservas probadas los valores de mineral que se encuentran por arriba de la ley de corte (3 gr/ton, indicados en color rojo en la figura 6) y los bloques de mineral marginal, es decir que los valores están entre la ley marginal (2.5 g/t) y la ley de corte (3.0 g/t).

En las obras de desarrollo se definen los bloques superior e inferior con respecto de la obra, con 10 m. como reservas probadas y 10 m. como reservas probables, arriba y abajo, tal como se muestra en la figura 6; además se deberá evaluar el desarrollo proyectado (línea punteada) a la par con su avance.

² Se consideran 30 días hábiles por mes, dado que la operación de mina es continua, es decir se labora de lunes a domingo.

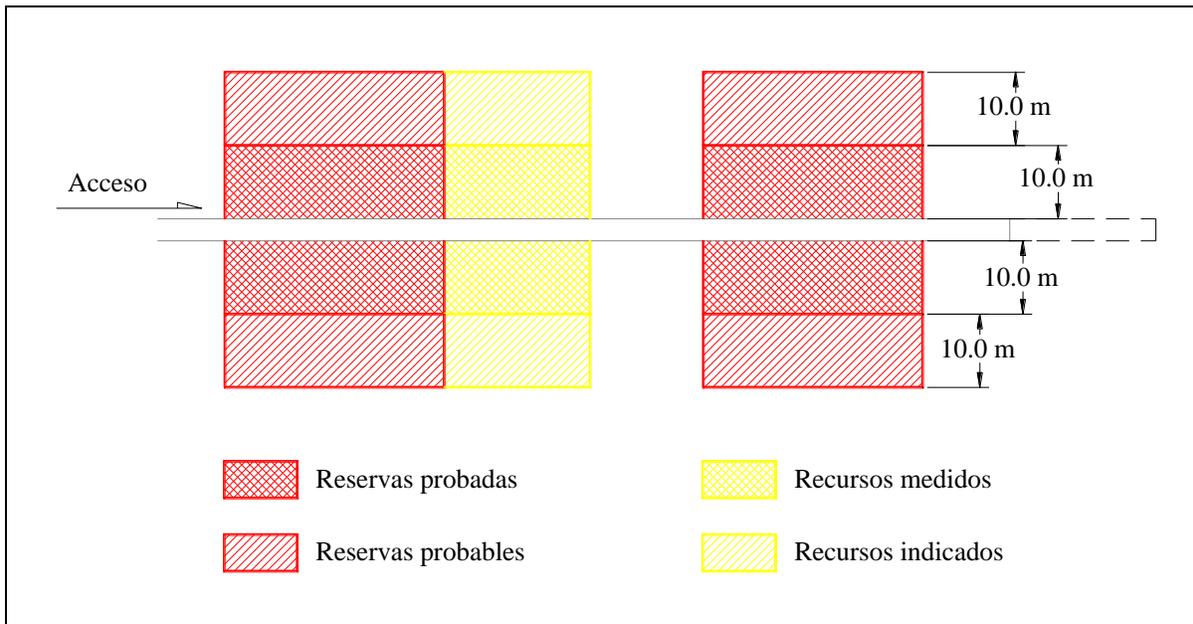


Figura 6. Evaluación de reservas en desarrollos

Para este caso, dada la variabilidad de los valores en el desarrollo realizado, serán considerados los bloques de reservas probadas de acuerdo con su relación porcentual a la longitud total del desarrollo. Tomando como ejemplo la figura 6, si se programaron y realizaron 100.0 metros de desarrollo sobre estructura mineral, en los que se encontraron valores explotables en dos secciones, estas generan 2 bloques comprobados, que serán considerados como reservas probadas, suponiendo 60.0 m de cuele con valores económicos, el porcentaje será de sesenta por ciento; lo que obliga a realizar más desarrollo ya que el cuarenta por ciento de las expectativas iniciales, no contiene valores económicos.

Es vital comprender que la mineralización a lo largo de la obra proporcionará los datos para constatar si el plan de desarrollo resultó suficiente, o bien requiere más cuele. Se debe tener en cuenta que el límite para dicho plan es su presupuesto, dado que a mayor desarrollo, mayor será la inversión. Cabe resaltar que para la realización del plan de desarrollo, se tiene el respaldo de la información geológica de la estructura a explorar con obra directa.

A continuación se presenta el análisis para los escenarios que determinarán el desarrollo para la reposición del mineral extraído.

- a) Desarrollo requerido para identificar reservas minerales que sirvan como respaldo para la reposición del tonelaje de producción

En la cuantificación de las reservas para la recuperación del tonelaje de producción, se considerarán como bloques de reservas probadas la figura conformada por la longitud de la obra de desarrollo, el ancho de la veta y los 10.0 metros por arriba y por abajo del desarrollo realizado (práctica común de la operación de mina).

Para determinar la longitud del desarrollo que se requiere para la recuperación del tonelaje de producción establecido (250 toneladas por día) siendo el ancho de minado establecido para cálculos de 0.80 m. se establece la siguiente consideración:

$$Pd = Ld * Avt * Hb * \delta m \dots\dots\dots (1)$$

En donde:

- Pd : Producción en toneladas de mineral por día
- Ld : Longitud del desarrollo en m
- Avt : Ancho de la veta en m
- Hb : Altura del bloque de reservas en m
- δm : Densidad del mineral 2.5 ton/m³

De la ecuación 1, se tiene que:

$$Ld = \frac{Pd}{Avt * Hb * \delta m} \dots\dots\dots (2)$$

Sustituyendo valores:

$$Ld = \frac{250}{0.80 * 20 * 2.5}$$

De donde se obtiene que la longitud mínima requerida es:

$$Ld = 6.3 \text{ m}$$

Para reponer las reservas que garanticen dicha producción, se requieren desarrollar sobre veta 6.3 m de obra por día, o bien, 187.5 m por mes. Es importante notar que dicha distancia podría variar si se modifica la altura de los bloques de reserva en cuanto a su certeza de mineralización, en este caso se establecen 20.0 metros.

Cuando los 6.3 m se desarrollan sobre mineral con valores por arriba de la ley de corte, entonces se considera un 100% de reservas probadas por encima de dicha longitud. Sin embargo, debido a una mineralización errática, se propone la siguiente expresión para calcular la longitud de desarrollo necesaria para lograr el tonelaje requerido:

$$Ldp = Ld (2 - Prp/100) \dots\dots (3)$$

Esta fórmula fue propuesta como parte del trabajo profesional, en donde:

- Ldp : Longitud requerida del desarrollo de acuerdo con el porcentaje de reservas probadas (m)
- Ld : Longitud del desarrollo con el 100% de reservas probadas (m), establecido en 6.3 m.
- Prp : Porcentaje de reservas probadas del bloque

Por lo tanto:

$$Ldp = 6.3 (2 - 80/100) = 7.5 \text{ m}$$

En la tabla 2 se presentan los metros de desarrollo necesarios tomando en cuenta la longitud de obra con valores potencialmente económicos o de acuerdo con la variación del porcentaje de reservas probadas del bloque, ubicadas arriba y abajo de la obra de desarrollo:

Tabla 2. Metros de desarrollo necesarios de acuerdo con la variación del porcentaje de reservas probadas del bloque					
Porcentaje de reservas probadas (Prp)	100%	80%	60%	40%	20%
Longitud requerida del desarrollo (Ldp)	6.3	7.5	8.8	10.0	11.3

Como se puede observar en la tabla, si el 60% del desarrollo realizado contiene valores por encima de la ley de corte, el avance necesario en metros para la reposición de la producción de 250 toneladas será de 8.8 m por día; En cambio, cuando solamente el 40% del desarrollo está por encima de la ley de corte, el avance necesario se debe incrementar a 10.00 m por día.

Con una política como la anterior se cumple lo recomendado por Hartman (Howard L. Hartman, 2002), en el sentido de contar con la información suficiente para establecer el desarrollo sobre la estructura mineral y así avalar la recuperación del mineral extraído, ya que de ello depende la inversión tanto en las obras de preparación como en los futuros rebajes.

- b) determinar la longitud de desarrollo para la preparación de nuevos rebajes de producción

Para la evaluación del desarrollo como generador de un nuevo rebaje el cual se integra a la producción a corto plazo, se consideran sólo los bloques de las reservas probadas y probables definidas por arriba del desarrollo.

Para ello se consideran el 100% y el 80% por ciento del tonelaje respectivamente, para estimar el tonelaje de mineral disponible (ver figura7).

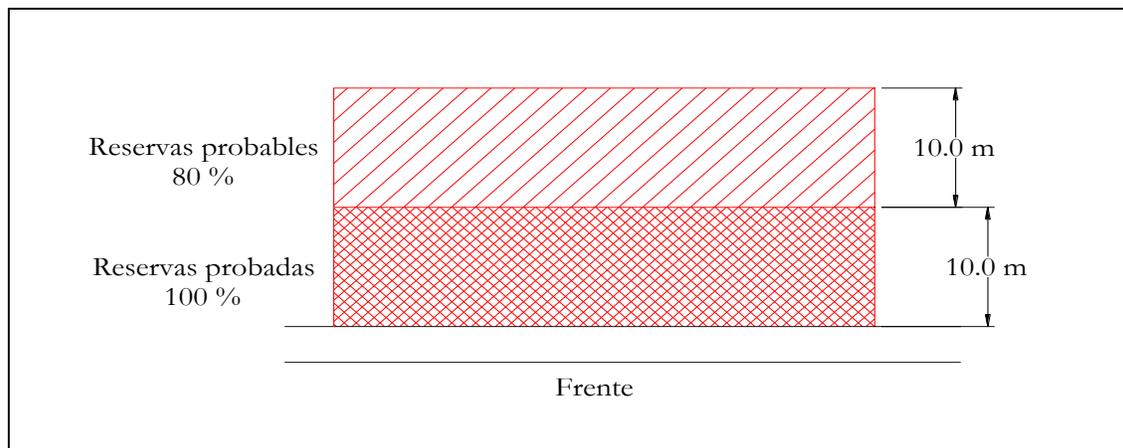


Figura 7. Bloques de reservas probadas y probables definidas sobre el desarrollo

Para obtener los metros lineales de desarrollo necesarios, se utiliza la misma relación (2) del inciso anterior, por lo tanto:

$$Ld = \frac{250}{0.80 * [(0.8*10)+(1.0*10)] * 2.5}$$

De dónde se obtiene que:

$$Ld = 7.0 \text{ m}$$

De acuerdo con el porcentaje de certeza de los bloques de reserva, el desarrollo se incrementa de 6.3 a 7.0 m por día, siempre y cuando los valores se encuentren por encima de la ley de corte.

Asimismo, el desarrollo se deberá evaluar longitudinalmente con respecto al porcentaje económico existente mientras que el porcentaje económico de los bloques de reservas probables dependerá de la existencia de información geológica en la parte superior del desarrollo realizado, por ejemplo la existencia de un subnivel o un rebaje ya minado.

Tal como se menciona anteriormente, es importante que el desarrollo que se pretende realizar cuente con la suficiente información geológica, ya que la incorporación de un nuevo rebaje a partir del desarrollo dependerá de la continuidad de la mineralización tanto longitudinal como verticalmente, además de la influencia de la mineralización entre subniveles, lo cual permite definir la longitud total del rebaje y su vida útil.

- c) Evaluación de los bloques de reserva por abajo del desarrollo para su recuperación a futuro.

Debido al método de minado, los bloques de reservas que se encuentran por debajo de las obras de desarrollo tal como se muestra en la sección longitudinal de rebaje (véase figura 8), requieren de un análisis a detalle de las obras necesarias para su posterior recuperación, así como un plan de exploración que certifique la existencia mineral y la continuidad de los valores a profundidad.

Con la información de los bloques de reserva, se requiere realizar la evaluación de las obras de desarrollo tales como la rampa (ver figura 8 líneas en color azul) y los cruceros de acceso (ver figura 8 líneas en color verde) que servirán de vías de entrada al nuevo bloque mineral y/o rebaje a partir del siguiente subnivel; las rutas de rezagado y acarreo, los recursos humanos necesarios para su extracción, el tiempo de traslado del personal y los equipos, son los puntos más relevantes observados durante la operación de mina y su evaluación es de gran apoyo para la toma de decisiones.

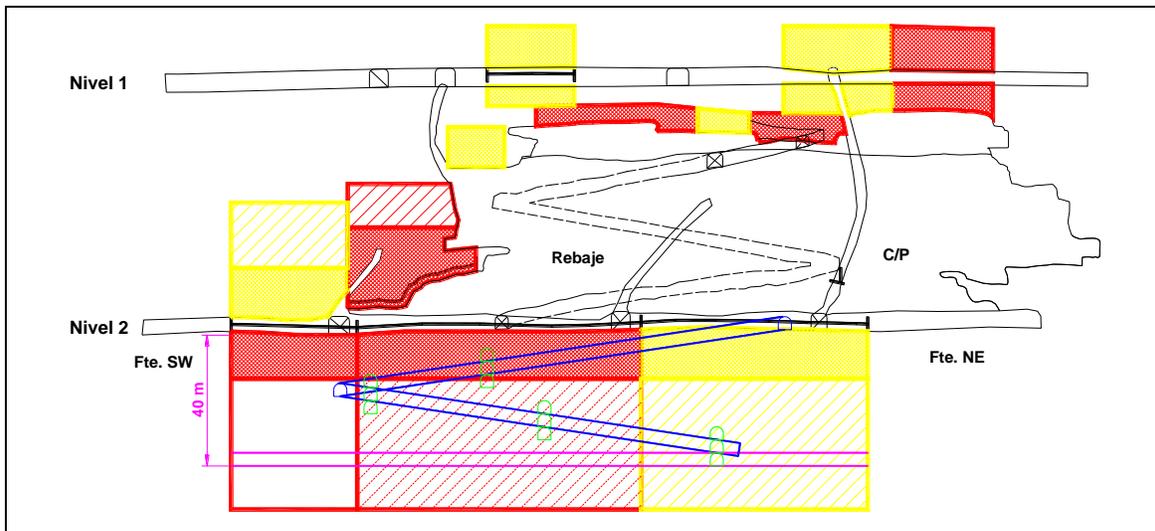


Figura 8. Sección longitudinal de rebaje
 Imagen obtenida de un bloque de reservas de la compañía minera de referencia

También será necesario evaluar dependiendo del valor de los bloques de reservas, la construcción de losas (ciclópeo) entre subniveles, con el propósito de recuperar los bloques de mineral cuando el minado avance desde la parte profunda de la mina hacia los niveles superiores. Ver anexo 1.

Tanto la profundidad de los subniveles como la cantidad y longitud de los cruces de acceso y la rampa, dependerán de la certeza en la información geológica. Es por ello que resulta de vital importancia realizar la evaluación previa al desarrollo, ya que de ello dependerá el margen de utilidad del proyecto.

En el anexo 2 y 3 se muestran dos evaluaciones de acuerdo con la información disponible de los bloques de reserva, la recuperación del mineral y su precio en el mercado, donde se puede observar la viabilidad de los proyectos.

Resultados.

El plan actual de desarrollo sobre la estructura mineral de 4.0 m, resulta insuficiente para la reposición del tonelaje de la producción. Del análisis realizado se determinó que se requiere un mínimo de 6.3 metros de desarrollo, considerando que el cien por ciento de la obra realizada contenga mineral por encima de la ley de corte. Para mayor control en el desarrollo y su cuele, es necesario mantener actualizada la información geológica, así como realizar el muestreo de la estructura con una plantilla cerrada, por ejemplo con mínimo de separación de 0.80 metros entre fajillas.

De acuerdo con la modalidad analizada en el inciso b, el desarrollo realizado se dispone en el corto plazo, por lo que la importancia del muestreo es vital, ya que una vez terminado el desarrollo, se iniciará con el proceso de producción. Asimismo, la influencia de los bloques deberá evaluarse con respecto a las obras necesarias para su extracción.

En el inciso c, para la preparación de rebajes a futuro por debajo de las obras de desarrollo, se requiere de mayor cantidad de información geológica debido a que la recuperación del mineral deberá cubrir la inversión de las obras adicionales de desarrollo tales como las rampas y los cruceros de acceso.

En cualquiera de los diferentes escenarios, es necesario contar con la mayor información posible de la influencia de la mineralización, ya sea con barrenación de exploración y/o por evaluación entre subniveles.

Es recomendable que cuando el desarrollo sobre la estructura está definido y los valores minerales se encuentran por encima de la ley de corte, resulta conveniente evaluar la colocación de una losa (ciclópeo) entre subniveles, con el propósito de recuperar la totalidad de los bloques de reservas, es decir recuperar únicamente el corte del mineral de los pilares de corona que se dejan entre subniveles.

De acuerdo a la información obtenida del desarrollo para delimitar los bloques de reserva, en el anexo se pueden observar dos evaluaciones previas al diseño del proyecto de dos estructuras y las obras necesarias para su extracción.

Adicionalmente, se muestra un corte transversal de una losa armada que muestra de manera general los requerimientos para su construcción.

4.2. Caso 2.- Homologación de criterios para el cuele de los cruceros de acceso.

Planteamiento de la problemática.

Una de las problemáticas que se presentan en el diseño de los rebajes de producción tiene que ver con el diseño de las obras de servicio necesarias de acuerdo a los límites de los bloques de reservas y en su caso la existencia de obras inactivas cercanas al perímetro de diseño.

Debido al método de minado, el diseño de las obras de servicio se realiza en forma ascendente, lo que obliga a que la vida útil del rebaje sea coordinada en tiempo con el desarrollo de la rampa y su siguiente crucero de acceso, siendo la longitud adecuada el punto focal para el desarrollo de este caso.

En el desarrollo se utilizará el tiempo requerido para evaluar la realización de las obras de preparación como: la rampa y el siguiente crucero de acceso al rebaje, ya que las obras como contrapozos de servicios o metaleras operativamente representan baja demanda de personal y equipo comparado con el cuele de la rampa y el crucero de acceso.

Con dicha evaluación, se obtendrá la longitud del crucero de acceso recomendada para garantizar la continuidad de la operación del rebaje.

Propuesta de solución a la problemática abordada.

Para homologar el criterio para el cuele de los cruceros, fue necesario realizar un análisis en función de la vida útil de cada uno de ellos, así como, el tiempo requerido para la construcción de las obras auxiliares con el objetivo de determinar la longitud óptima del crucero de acceso para con ello evitar un retraso en la producción.

En la figura 9 se muestra de manera general las obras que se requieren para la preparación del rebaje, así como su proyección en una sección longitudinal del crucero de acceso (transversal al rebaje) bajo las condiciones de construcción apegadas a los requerimientos de la Norma Oficial Mexicana NOM-023-STPS-2012 (STPS, Secretaria de trabajo y previsión social, 2012), Minas subterráneas y minas a cielo abierto - Condiciones de seguridad y salud en el trabajo, en el numeral 8.3.1 inciso “o” en donde se indica lo siguiente: “...contar en los rebajes en explotación con dos vías de acceso conectadas entre sí”.

El minado en el rebaje inicia a partir de la primera comunicación de la estructura mineral con el crucero de acceso desarrollado con pendiente negativa al 15% (ver el punto 1 en la figura 9).

Posteriormente es necesario pivotear (comúnmente conocido en la operación de mina como pivoteo o descabece) el crucero en dirección ascendente a la par con cada corte de mineral hasta alcanzar un máximo de 15% de pendiente positiva, con la finalidad de acceder hacia el siguiente bloque mineral delimitado por el siguiente crucero (ver punto 2 en la figura 9) y así sucesivamente hasta llegar a los límites de los bloques de reserva.

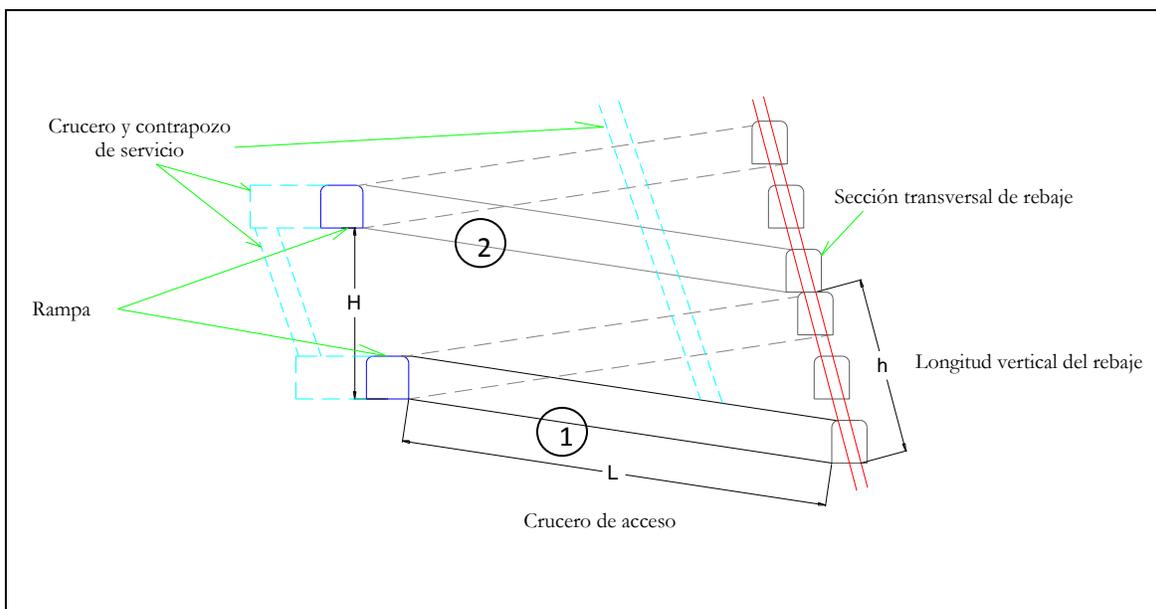


Figura 9. Sección longitudinal del crucero de acceso

Para el análisis de los cruceros de acceso, es necesario estar al tanto de los parámetros de construcción de las obras de servicio que servirán para la producción del rebaje (ver tabla 3).

Tabla 3. Parámetros de construcción de las obras de servicio

Tipo de obra	Pendiente ³	Sección (ancho x alto)
• Desarrollo de rampa en recta	15%	3.50 m x 3.50 m
• Desarrollo de rampa en curva	12%	3.50 m x 3.50 m
• Rampa y rompimiento de crucero de acceso	5%	3.50 m x 3.50 m
• Crucero de acceso	-15%	3.50 m x 3.50 m
• Contrapozos de servicio y/o metalera	55°	1.50 m x 1.50 m
• Estaciones de cargado de camiones	2%	4.30 m x 4.50 m
• Nichos para uso diverso (tarangos)	1%	2.50 m x 2.50 m

Para el análisis de las obras de servicio se examinarán dos variables: 1) la asignación de los turnos de operación y 2) la longitud efectiva de barrenación de 1.50 m a 2.00 m para la ejecución de las obras de desarrollo, esta última se evalúa con el propósito de cambio de barrenación de 1.80 m a 2.40 m y con ello reducir costos en el desarrollo.

Inicialmente, se obtiene la longitud vertical del rebaje entre cada crucero (h) con respecto a la longitud del crucero y su pivoteo, considerando que el cambio de pendiente de -15% a 0% y de 0% a +15% corresponde a dos veces el pivoteo del crucero de acceso. Para esto, se plantea la siguiente fórmula:

$$h = L \times (15\% / 100) \times 2$$

Una vez obtenida la longitud vertical del rebaje, se estima la longitud que se requiere para el siguiente acceso al rebaje, tomando en cuenta que la longitud vertical del rebaje y la proyección de la rampa en sentido ascendente es la misma con una pendiente promedio de 0.135 (13.5 %), partiendo del punto de rompimiento del crucero de acceso inicial y el siguiente acceso. Para la estimación de la longitud de la rampa se propone:

$$L_r = h / 0.135$$

Donde:

- L : Longitud del crucero de acceso en metros
- L_r : Longitud de la rampa en metros
- h : Longitud vertical del rebaje en metros
- 0.135 : Pendiente promedio entre rectas y curvas en el diseño de rampa
- 2 : Cambio de pendiente en los cruceros de acceso, de -15% a 0% y de 0% a +15%

³ Pendiente máxima en caminos 27.5% indicada en la NOM-023-STPS-2012, inciso 8.12.1.b.5.

La vida útil del crucero de acceso depende de la cantidad de cortes que pueden realizarse en el rebaje y se obtiene mediante la siguiente fórmula:

$$\text{Vida útil (n° de cortes)} = \frac{H}{\text{Longitud de barrenación}^4}$$

Para estimar el tiempo requerido para el desarrollo de la rampa y los cruces de acceso, se consideran 30 días hábiles al mes de jornada laboral con turnos de 10 horas, dado que las condiciones de la mina y los recursos asignados a la producción, solo permiten planear el desarrollo para un cuele por día, es decir 30 turnos por mes.

En la tabla 4 se muestran varias longitudes de crucero (L), la altura de corte que este permite (h) y, su vida útil en número de cortes y en la cantidad de días en que el rebaje estará en producción continua, que de acuerdo al ciclo de minado actual es posible realizar dos cortes por mes. Con dichos datos se determina la longitud total de las obras de preparación en función de la longitud de crucero, es decir, el tramo de rampa y el siguiente crucero de acceso. Datos que posteriormente servirán como la línea base para definir la longitud óptima del crucero de acceso de acuerdo al tiempo para el desarrollo de las obras de preparación.

Tabla 4. Ejemplo de la hoja de cálculo para determinar la longitud total de las obras de preparación en función de su longitud de crucero.

Crucero (m)		Vida útil		Rampa y Crucero (m)		
L	h	No.de cortes	Días	L	Rampa	Total
30	9.0	4.1	61	30	67	97
35	10.5	4.8	72	35	78	113
40	12.0	5.5	82	40	89	129
45	13.5	6.1	92	45	100	145
50	15.0	6.8	102	50	111	161
55	16.5	7.5	113	55	122	177
60	18.0	8.2	123	60	133	193
65	19.5	8.9	133	65	144	209
70	21.0	9.5	143	70	156	226
75	22.5	10.2	153	75	167	242
80	24.0	10.9	164	80	178	258

⁴ La longitud de barrenación efectiva utilizada en la unidad minera para el cálculo de la producción se tiene estandarizada en 2.20 metros para los cortes en rebajes y, 1.50 m y 2.00 m en los cueles.

Asimismo, se obtiene el tiempo requerido para la realización de las obras de desarrollo (rampa y siguiente crucero) de acuerdo a la longitud efectiva de barrenación utilizada en desarrollo y los turnos efectivos de trabajo asignados a su ejecución, dado que las obras de preparación deben de realizarse sin exceder la vida útil del rebaje. Para el cálculo del tiempo, se propone la siguiente fórmula:

$$\text{Tiempo} = \frac{\text{Longitud total de rampa y crucero (metros)}}{\text{Longitud efectiva de barrenación} * \text{Turnos por mes}}$$

Dado que se tienen dos turnos por día laboral, se evalúa cuántos turnos efectivos se requieren para el desarrollo del tramo de rampa y el siguiente crucero de acceso sin que su preparación represente algún retraso en la producción.

En este caso se usa el término de holgura, el cual se refiere a la diferencia en tiempo entre la vida útil del crucero y el desarrollo de las obras de servicio, y se obtiene mediante la siguiente expresión:

$$\text{Holgura} = \frac{\text{Vida útil (n° de cortes)}}{\text{en días}} - \frac{\text{Periodo de desarrollo para las obras de servicio}}$$

El cálculo proporciona el tiempo adicional o restante en la ejecución de las obras de desarrollo, en el cual el crucero de acceso debe estar en la posición de comunicación al menos 3-5 días previos de realizar el último corte del rebaje con el acceso anterior.

Asimismo, se evalúan los turnos operativos para la ejecución de las obras de desarrollo, para comparar el tiempo de ejecución de las obras con respecto a la longitud de barrenación.

Dado que el punto de partida son 30 turnos, en la tabla 5 se muestra el tiempo necesario para la ejecución de las obras de desarrollo y su variación de acuerdo con la vida útil del crucero asignando 29 turnos con la longitud de barrenación actual establecida de 1.50 m y la propuesta de 2.00 m.

Tabla 5. Ejemplo de la hoja de cálculo para obtener el tiempo necesario para la ejecución de las obras de desarrollo (29 turnos efectivos)

Longitud de crucero L (m)	Longitud total de las obras de desarrollo L (m)	Vida útil Días	Longitud de barrenación (m)			
			1.50		2.00	
			Tiempo	Holgura	Tiempo	Holgura
Días						
30	97	61	65	4	49	-12
35	113	72	76	5	57	-14
40	129	82	87	5	65	-16
45	145	92	98	6	74	-19
50	161	102	109	7	82	-21
55	177	113	120	7	90	-23
60	193	123	131	8	98	-25
65	209	133	142	9	106	-27
70	226	143	153	9	114	-29
75	242	153	163	10	123	-31
80	258	164	174	11	131	-33

De acuerdo con los resultados mostrados en la tabla, los valores positivos en la holgura representan los días adicionales que se requieren para concluir la preparación del crucero, por ejemplo para el caso de la longitud de crucero de 30.0 metros con barrenación de 1.50 metros, se requieren 4 días adicionales para que el crucero esté en la posición adecuada para comunicarlo con el rebaje, en comparación con la barrenación de 2.00 m en donde se muestra un valor negativo, lo que indica que la preparación del crucero estará listo 12 días antes de la comunicación con el rebaje.

Con los datos obtenidos en la tabla anterior y dado que con la barrenación actual es insuficiente preparar las obras de servicio, se agrega un turno más para conocer como varía el tiempo con las diferentes longitudes de barrenación. Los resultados se muestran en la tabla 6.

Tabla 6. Ejemplo de la hoja de cálculo para obtener el tiempo necesario para la ejecución de las obras de desarrollo (30 turnos efectivos)

Longitud de crucero L (m)	Longitud total de las obras de desarrollo (m)	Vida útil Días	Longitud de barrenación (m)			
			1.50		2.00	
			Tiempo	Variación	Tiempo	Variación
			Días			
30	97	61	63	2	47	-14
35	113	72	74	2	55	-16
40	129	82	84	2	63	-19
45	145	92	95	3	71	-21
50	161	102	105	3	79	-23
55	177	113	116	3	87	-26
60	193	123	126	4	95	-28
65	209	133	137	4	103	-30
70	226	143	147	4	111	-33
75	242	153	158	5	118	-35
80	258	164	168	5	126	-37

Como se puede observar en la tabla anterior, el plan actual de desarrollo para la barrenación de 1.50 m para cualquier longitud de crucero continúa siendo insuficiente para la preparación de las obras auxiliares.

En comparación con la barrenación de 2.00 m, se tiene que las obras de preparación estarán listas por lo menos 14 días antes de requerir comunicar el nuevo crucero de acceso con el rebaje.

Para conocer el cambio en el tiempo con el incremento de los turnos, en la tabla 7 se asignaron 31 turnos operativos.

Tabla 7. Ejemplo de la hoja de cálculo para obtener el tiempo necesario para la ejecución de las obras de desarrollo (31 turnos efectivos)

Longitud de crucero L (m)	Longitud total de las obras de desarrollo L (m)	Vida útil Días	Longitud de barrenación (m)			
			1.50		2.00	
			Periodo	Holgura	Periodo	Holgura
			Días			
30	97	61	61	0	46	-16
35	113	72	71	0	53	-18
40	129	82	82	0	61	-21
45	145	92	92	0	69	-23
50	161	102	102	0	76	-26
55	177	113	112	0	84	-28
60	193	123	122	0	92	-31
65	209	133	132	0	99	-34
70	226	143	143	-1	107	-36
75	242	153	153	-1	115	-39
80	258	164	163	-1	122	-41

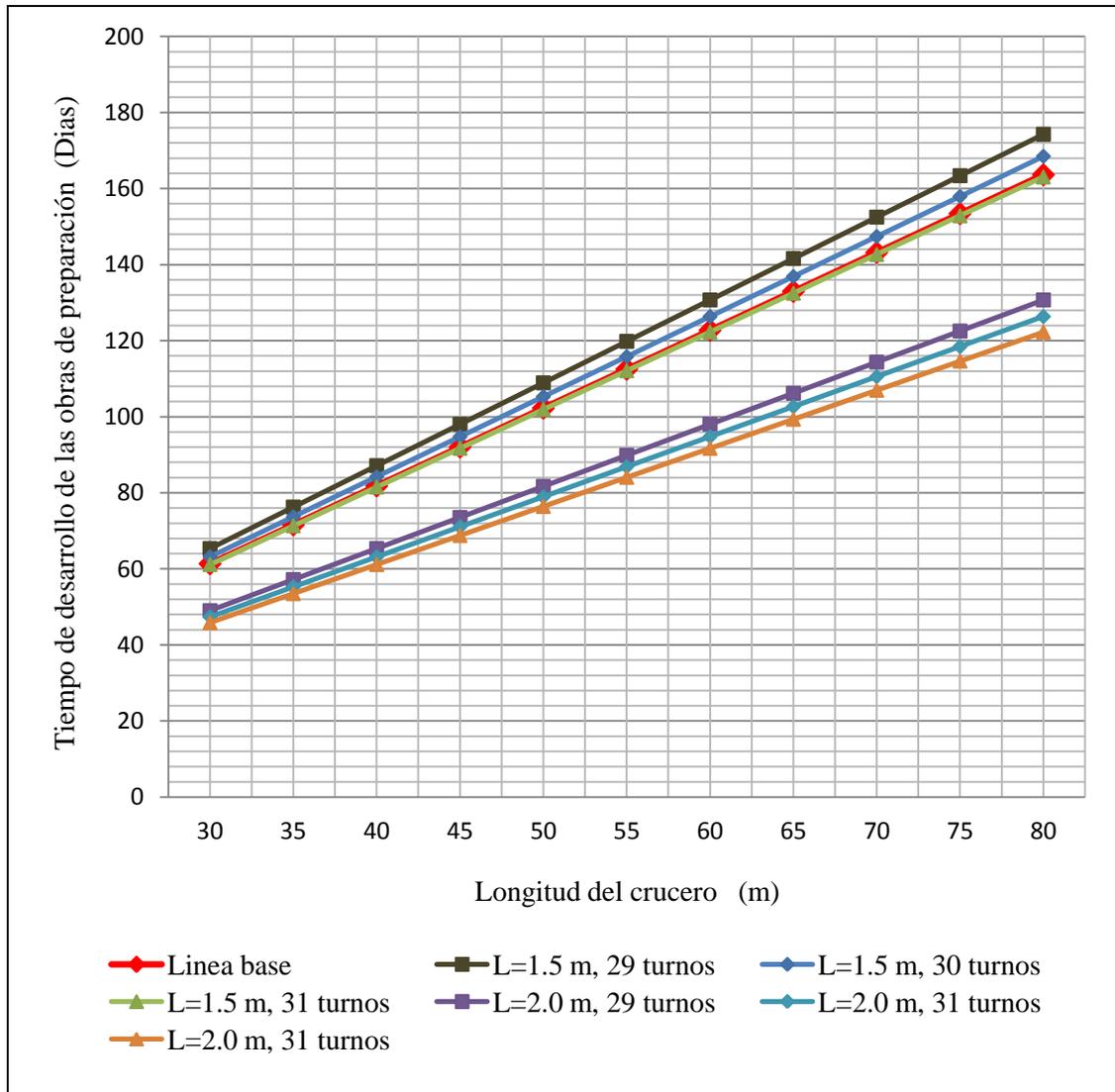
Como se puede observar, para la longitud de barrenación de 1.50 metros se tiene el tiempo suficiente para la preparación de las obras, sin embargo se tiene que considerar que cualquier falla representaría un retraso. En el caso de la barrenación con 2.00 metros se tiene holgura mínima de 16 días.

Comparando los datos de las tablas 5, 6 y 7 con respecto a la longitud de barrenación de 1.50 metros en el desarrollo, es necesario realizar la planeación del desarrollo de las obras de preparación en por lo menos 31 turnos operativos. Lo que indica que el plan de desarrollo está susceptible a retrasos.

En caso de realizar el cambio de la barrenación a 2.00 metros se tiene mayor holgura en la preparación de las obras, y de ser aplicable se podría obtener un mayor desempeño del personal respecto al desarrollo de la mina. Con esto disminuir el costo de desarrollo por metro.

En el siguiente gráfico se muestra el tiempo de desarrollo de las obras de preparación respecto a la vida útil de los cruceros de acceso. De tal manera que se puede observar gráficamente la holgura entre la línea base y las diferentes asignaciones de longitud de barrenación y los turnos asignados a su desarrollo.

Gráfico 1. Tiempo de desarrollo de las obras de preparación respecto a la vida útil de los cruceros de acceso



Con los datos observados en el gráfico 1 se muestra en la tabla 8 que las longitudes de los nuevos cruceros de acceso y el tramo de rampa según su vida útil, sin embargo en la operación de mina debe considerarse el tiempo y la versatilidad de los cruceros para su pivoteo, por experiencia propia el pivoteo de cruceros mayores a 50 metros resulta complicado, dado que requiere más tiempo de barrenación de descabece y anclaje, así como el movimiento del excedente de tepetate, afectando significativamente la preparación del crucero de acceso al rebaje.

Una de las conclusiones que aquí se obtuvieron, consistió en terminar la longitud de las obras de desarrollo necesarias y su tiempo de construcción, siendo este el tiempo suficiente para programar la comunicación del nuevo acceso con el rebaje. Con esto se evita que el desarrollo no interfiera con la barrenación de producción durante su comunicación, así como garantizar la estabilidad de la roca dentro del rebaje evitando alguna condición insegura.

Cabe mencionar que en el análisis realizado no se integran las longitudes menores a 30.0 metros dado que son poco productivas y dependiendo de la inclinación de la estructura mineral tienden a generar condiciones inseguras por su cercanía con la rampa de servicio.

Resultados.

Las labores de producción y el desarrollo de las obras de servicio están ligados en tiempo y ejecución; por ello es recomendable establecer un plan de desarrollo asignando los recursos necesarios y en tiempo determinado para evitar retrasos y que estos afecten a su vez el cumplimiento de la cuota de producción.

Con el análisis realizado en este caso, se recomienda planear el tiempo adecuado a la ejecución de las obras de preparación, por lo que si se continua con la barrenación de 1.50 metros serán necesarios un mínimo de 31 turnos operativos para preparar la comunicación con el rebaje. Por el contrario, si se opta por el cambio de barrenación a 2.00 metros se tendrá más holgura en el desarrollo de las obras de preparación, brindando así tiempo adicional para cualquier contingencia.

Es recomendable evaluar económicamente el cambio de la longitud de barrenación en desarrollos de 1.80 m a 2.40 m, con el propósito de evaluar mejor el rendimiento del personal, equipo e insumos.

Durante el periodo en estudio en la operación de la mina se observó que los cruceros de 50.0 metros resultan más versátiles ya que proporcionan un menor tiempo en el rezagado del mineral hacia el siguiente punto de transferencia, el tiempo de descabece para el pivoteo es mínimo y la preparación del rebaje no genera retrasos.

4.3. Caso 3.- Análisis de productividad de la mano de obra

Planteamiento de la problemática.

Debido al último cambio de administración de la mina surgió la necesidad de realizar un reajuste de personal y la valorar la posibilidad de un incremento en la producción, para ello se realizó la evaluación del alcance del personal y el equipo de rezagado para determinar los recursos faltantes o excedentes respecto a los recursos actuales para dicho ajuste.

En este informe, dado que la empresa carece del área o departamento de ingeniería industrial para la evaluación del personal, se recurrió al análisis de los datos estadísticos (promedio) generados durante un año de operación. Con dichos datos se evaluará la cantidad de mano de obra que se requiere para cumplir con el plan de producción establecido de 250 toneladas y 13.3 metros por día de desarrollo (incluyen obras de preparación y obras de exploración).

Por conveniencia para el cálculo, se utilizaron los datos estadísticos ya que en ellos vienen implícitos diversos factores considerados en la operación de la mina (ver tabla 8), que durante la ejecución de las actividades resultaron de apoyo o de retraso dentro del proceso.

Tabla 8. Factores considerados en la operación de la mina

Recursos humanos	Equipo móvil y fijo	Servicios auxiliares
Ausencia ⁵	Disponibilidad	Ventilación
Incapacidad	Eficiencia operativa	Presión de agua
Vacaciones	Mantenimiento preventivo	Presión de aire comprimido
Permisos	Mantenimiento correctivo	Fugas
Capacitación	Tiempo de traslado	Calidad de recursos materiales
Tiempos muertos		Eficiencia de las voladuras
Tiempo de traslado		

También es importante notar las horas efectivas de trabajo durante la jornada laboral y comparar la productividad de la mano de obra estipulada en el contrato colectivo de trabajo con respecto a los datos promedio utilizados en este caso.

⁵ En la unidad minera se tiene registrado un promedio mensual de ausencia de personal de 22 %.

Durante la jornada laboral actual de 10 horas, el contrato colectivo vigente indica que cada perforista deberá cumplir con un mínimo de 25 barrenos en rebaje y 38 barrenos en cuele, además de las actividades de acondicionamiento y limpieza de las áreas de trabajo. La distribución de labores durante el turno se muestra en el siguiente diagrama.

Diagrama 2. Distribución de labores durante el turno (horas)

Actividades	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Preparación y traslado de ingreso										
Desayuno										
Acondicionamiento de área										
Operación de labores										
Comida										
Fin de labores y limpieza de área										
Traslado y preparación para la salida										

Como se puede observar, el tiempo de traslado, el acondicionamiento y limpieza de las áreas de trabajo, y los horarios para la toma de alimentos (ver diagrama 2 sombreado gris) requieren de un tiempo significativo y solo cuatro horas y media son operativas (ver diagrama 2 sombreado azul).

En comparación con otras compañías en donde son utilizados los turnos de ocho horas, el tiempo efectivo de operación se encuentra entre cuatro y cinco horas, se podría decir que es el mismo tiempo operativo, sin embargo el sistema actual presenta deficiencias del personal en su productividad y su rendimiento por la falta de organización de las labores.

De acuerdo a las condiciones laborales actuales anteriormente descritas, se tiene la relación del personal actual (ver tabla 9) y sus indicadores estadísticos de producción (ver tabla 10).

Tabla 9. Personal actual

Categoría	Cantidad
Perforistas	38
Ayudantes	34
Servicios	21
Total	93

Tabla 10. Indicadores estadísticos de producción

Avance efectivo por cuele	1.5 m
Productividad por perforista	13 t

Propuesta de solución a la problemática abordada.

Para determinar el personal necesario para el desarrollo, es necesario determinar el número de cueles por día mediante la relación del desarrollo por día con el avance efectivo por cuele y se obtiene mediante la siguiente relación:

$$\text{N}^\circ \text{ de cueles por día} = \frac{\text{Desarrollo por día}}{\text{Avance efectivo por disparo}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de cueles por día} = \frac{13.3}{1.5} = 9$$

Dado que en cada cuele se requiere una cuadrilla compuesta por un perforista y un ayudante, se necesitan 9 perforistas y 9 ayudantes para alcanzar los 13.3 metros por día establecidos en el plan.

Para el cálculo del personal para el tumbado del mineral, se utiliza el indicador de 13 toneladas por perforista, mismo que, relacionado con la producción se tiene:

$$\text{Perforistas por día} = \frac{\text{Producción diaria en toneladas}}{\text{Producción por perforista en toneladas}}$$

$$\text{Perforistas por día} = \frac{250}{13} = 19.3$$

Por efectos de cálculo se consideran 20 perforistas y dado que cada cuadrilla de producción está integrada por dos perforistas, se requieren 10 cuadrillas por día o bien 5 cuadrillas por turno o brigada; Adicionalmente se deben considerar 5 cuadrillas para cubrir el rol de brigadas para la operación de mina por semana, el cual se muestra en el siguiente diagrama:

Diagrama 3: Rol de brigadas para la operación de mina por semana

Brigada	L	M	M	J	V	S	D
1							
2							
3							

En algunos casos, se debe contar con ayudantes para el acondicionamiento de los servicios, el amacice y el bombeo; por lo anterior, se integran adicionalmente 4 personas, que serán distribuidas en dos brigadas de operación y una de descanso.

En resumen, el personal requerido diario para la producción y el desarrollo se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 11. Requisito diario de personal para la producción y el desarrollo

Personal	Desarrollo	Tumbe	Personal en brigada de descanso ⁶	Total
Perforistas	9	20	10	39
Ayudantes	9	4	2	15
Subtotal	18	24	12	54

Comparando el personal actual existente con lo calculado para el cumplimiento de la producción, se tiene la siguiente tabla:

Tabla 12. Comparativo del personal existente con lo calculado

Personal	Actual	Necesarios	Diferencia
Perforistas	38	39	-1
Ayudantes	34	15	19
Total	72	54	18

⁶ Se tienen 2 turnos de trabajo por día, alternando tres brigadas de personal, entre ellas se debe considerar una cuadrilla adicional para el rol de descanso.

Con los datos obtenidos, se puede observar que se tiene un déficit de un perforista y por otra parte, se tiene un excedente de diecinueve ayudantes, por lo que resulta necesario realizar los ajustes de personal correspondientes, ya sea capacitando a los ayudantes para cubrir el perforista faltante, o bien reasignando a ese personal a otras áreas.

Hasta ahora se ha evaluado de acuerdo a los alcances durante un año de operación, sin embargo como se comentaba anteriormente, el sistema de operación actual es deficiente, ya que existe la posibilidad de que los perforistas puedan obtener mayor productividad en su trabajo, por lo que a continuación se analizará el alcance teórico de acuerdo al contrato colectivo vigente, en donde cada perforista debe cumplir con veinticinco barrenos de producción durante su jornada laboral.

Para ello es necesario obtener el tonelaje generado por cada barreno de producción con la condición del ancho de la veta (0.80 m), cada barreno se calcula con un área de influencia de 0.40 m y longitud de barreno de producción de 2.20 m y densidad de mineral de 2.5 t/m³, se tiene:

$$\text{Producción por barreno} = \text{Bordo} \times \text{Espaciamiento} \times \text{Long. Barreno} \times \text{Densidad min}$$

$$\text{Producción por barreno} = 0.40 \times 0.40 \times 2.20 \times 2.5$$

$$\text{Producción por barreno} = 22 \text{ t}$$

$$\text{Alcance de producción} = \text{Producción por barreno} \times \text{Perforistas para tumbe por día}$$

$$\text{Alcance de producción} = 22 \times 20 = 440 \text{ t}$$

Por lo tanto, cumpliendo con las condiciones del contrato colectivo se podrían alcanzar hasta veintidós toneladas por perforista, o bien hasta cuatrocientos cuarenta toneladas diarias de producción con los veinte perforistas calculados.

Para el personal asignado a desarrollo, se requiere evaluar la distancia entre las obras para incrementar su eficiencia, dado que de las cuatro horas y media de operación se podrían realizar más de dos barrenaciones de cuele.

Resultados.

Con los datos utilizados y evaluados, se puede comprobar que el personal existente es suficiente para cumplir con la producción de la mina, sin embargo, se requiere realizar un ajuste para cubrir adecuadamente cada actividad.

Asimismo, para obtener un mayor alcance de producción con el personal actual, es necesario realizar ajustes en la administración del tiempo, para con ello aprovechar al máximo los recursos disponibles.

Para el análisis continuo del personal es necesario contar con indicadores de productividad, con el propósito de controlar y optimizar el desempeño de los recursos disponibles, asimismo es conveniente realizar periódicamente un estudio de tiempos y movimientos para eliminar los tiempos muertos representados en la figura 9 como una producción nula, el cual afecta el desarrollo del trabajo posterior disminuyendo el ritmo de trabajo y obtener con ello la mejora en la administración del personal.



Figura 9. Curva de productividad del personal (Leanroots, 2010)

Además, se recomienda la evaluación de la jornada laboral, ya que como se puede observar en el presente análisis, la falta de administración del personal y sus actividades, puede resultar en una operación lenta y hasta tener una pérdida de motivación en el desarrollo de las labores.

4.4. Caso 4 Análisis de productividad de los equipos de rezagado y acarreo.

Descripción de la problemática.

Posterior a la huelga que paralizó las operaciones de la mina en el año 2006, se reiniciaron las labores de producción con el equipo de rezagado y acarreo disponibles; aún cuando la mina ha cambiado de dirección administrativa se ha dejado de invertir por la falta de respaldo en las reservas, como se menciona anteriormente se ha manejado un pronóstico de vida de dos años y esto obliga a la compañía a mantenerse al límite con los recursos actuales.

Por dicha situación es necesario evaluar el equipo de rezagado actual y respaldar la decisión respecto a la adquisición de nuevos equipos y posiblemente de mayor capacidad. Como se puede observar, actualmente se cuenta con equipo viejo y en algún caso resulta obsoleto; mismo que a corto y mediano plazo representa gran inversión en mantenimiento correctivo, así como una operación deficiente durante su uso. Además, se debe considerar el desgaste que reciben dichos equipos por las condiciones de caminos y rebajes, siendo estas los factores determinantes en el mejor rendimiento de los equipos móviles (LHD, camión bajo perfil y vehículos utilitarios).

Aunado a lo anterior, es importante distinguir las condiciones de seguridad establecidas en la *NOM-023-STPS-2012* con respecto a las dimensiones de los caminos para los equipos móviles mismos que están indicados en el *numeral 8.12.1* incisos:

b.1) “Los caminos deberán: tener un ancho de, al menos 60 centímetros superior al mayor ancho de los vehículos que transiten por ellos;

b.2.) “Los caminos deberán: tener una altura de, al menos 20 centímetros superior a la mayor altura de los vehículos que transiten por ellos, pero nunca menor de 2 metros”.

Para ello, resulta necesario conocer el alcance de los equipos actuales y cubrir la producción de la mina establecida en 250 toneladas por día (TPD); adicional al desalojo de las 600 toneladas de tepetate generado por el desarrollo⁷.

⁷ Se considera la sección en el desarrollo de 3.00 x 3.00 m, 1.5 m de longitud por avance y 30% de abundamiento; según el plan diario de 13.3 metros de avance por día.

En este caso al igual que en el caso 3, se requiere evaluar el equipo de rezagado y acarreo disponible, en el cual se determinará si el equipo actual (ver tabla 13) es suficiente para cumplir con el plan de producción. Asimismo, se obtendrá su capacidad de acuerdo a mejores condiciones de operación y con los resultados obtenidos se podrá comparar su utilización con respecto a su capacidad actual.

Tabla 13. Equipo actual

Cantidad	Tipo	Capacidad (Ton)
3	LHD de 1.15 m ³ (1.5 yd ³)	3.0
1	LHD de 1.91 m ³ (2.5 yd ³)	5.0
3	LHD de 2.68 m ³ (3.0 yd ³)	7.0
1	Camión bajo perfil 7 ton	7.0

Debido a las dimensiones en los rebajes y en las frentes, los equipos LHD utilizados son de baja capacidad de carga, esto es 1.15 m³ (1.5 yd³) y 1.91 m³ (2.5 yd³). Para el desarrollo de la rampa de servicio y las estaciones de cargado se utilizan los equipos LHD de 2.68 m³ (3.0 yd³) que cuentan con mayor capacidad en comparación con los equipos asignados a los rebajes. Adicionalmente los camiones de bajo perfil son utilizados para el acarreo de tepetate a superficie y mineral a tolvas principales. En la imagen 4 se muestra la sección de un rebaje y la referencia con la estructura mineral previa y posterior al corte de producción, en donde el ancho de la veta determina una sección reducida en el rebaje, siendo el equipo de rezagado el que debe ajustarse a dichas dimensiones.



Sección previa de rebaje con exposición de veta



Sección posterior de rebaje con veta minada

Imagen 4. Dimensiones de rebaje

Propuesta de solución a la problemática abordada.

Para el cálculo del equipo de rezagado, se realizó el análisis de traspaleo considerando el tonelaje movido en cada rebaje de producción y los traspaleos requeridos hasta la tolva o metalera principal. Dado que la carga se mueve con los equipos LHD, el tonelaje acarreado debe cuantificarse independientemente de su destino.

Cabe aclarar que el tonelaje promedio movido en la mina es de 1350 ton/día, el cual corresponde a los 5 equipos disponibles de los siete equipos existentes. Por lo tanto, con cinco equipos LHD, se obtiene la siguiente relación:

$$\text{Toneladas movidas por LHD por día} = \frac{1350 \text{ Ton /día}}{5 \text{ LHD}} = 270 \text{ Ton/LHD}$$

De acuerdo con el tonelaje movido por cada equipo LHD, se da por entendido que este integra tanto las cargas de producción como las de desarrollo.

Respecto a la producción de la mina, actualmente se cuenta con ocho rebajes activos y cada mes se planea la producción de cuatro rebajes; debido al ciclo de minado, los cuatro rebajes restantes se tienen en etapa de preparación.

Con esto, se tiene que cumplir que cada rebaje aporte un mínimo de 62 toneladas por día; durante el acarreo del mineral generalmente se realiza la extracción a un stock temporal o de transferencia realizado con equipos LHD de 1.15 m³ (1.5 yd³) y de 1.91 m³ (2.5 yd³), posteriormente se realiza el traspaleo hacia la tolva general o estación de cargado de camiones, en algunos casos dicho traspaleo se realiza con el mismo equipo, o bien con uno de 2.68 m³ (3.0 yd³), en algunos casos si las condiciones de la mina lo permiten, se integra al acarreo el camión de bajo perfil. Generalmente en la ruta de rezagado se consideran 2 movimientos para el tonelaje movido por traspaleo tal como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 14. Tonelaje movido por traspaleo

De	Movimientos	Tonelaje	Total traspaleo
Rebaje "1"	2	62.5	125.0
Rebaje "2"	2	62.5	125.0
Rebaje "3"	2	62.5	125.0
Rebaje "4"	2	62.5	125.0
Desarrollo	2	310.0	620.0
	Total	560.0	1120.0

De acuerdo con la tabla anterior, se muestran dos posibles escenarios: 1) asignado cada equipo de rezagado a un rebaje y un segundo equipo para realizar el traspaleo, y 2) asignando los equipos de acuerdo a su capacidad promedio de carga.

1) Asignado cada equipo de rezagado a un rebaje y un segundo equipo para realizar el traspaleo.

Para asignar un equipo de menor capacidad para el primer movimiento de mineral se requieren 4 equipos LHD de 1.15 m y 4 de 2.68 m³ (3.0 yd³) para el traspaleo. Sin embargo, dado que el equipo LHD actual resulta insuficiente para cumplir la producción establecida, se requiere integrar el uso del LHD de 1.91 m³ (2.5 yd³) y el camión de bajo perfil en alguno de los rebajes.

Otro aspecto a resaltar es el hecho de que no se tiene equipo LHD para el acarreo de la carga de desarrollo por lo que se deberán integrar dos equipos más de acuerdo con dicho análisis.

Adicionalmente, se deberá tener disponibilidad de los equipos de acarreo al cien por ciento, por lo cual el mantenimiento de los equipos deberá ajustarse al horario entre turnos o días de descanso, asimismo contar con un equipo adicional para alternarlo durante el programa de mantenimiento.

De lo anterior, el comparativo de los equipos de acarreo resulta tal como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 15. Comparativo del equipo de acarreo actual contra lo calculado (inciso 1)

Equipo	Real	Necesario	Diferencia
LHD	7	10	3
Camión de bajo perfil	1	1	0
Total	8	11	3

Con los datos obtenidos se determina la adquisición de 3 equipos LHD, que preferentemente se recomienda que uno de ellos sea de gran capacidad para mover las cargas del camión durante su mantenimiento.

- 2) Asignando los equipos de acuerdo a su capacidad promedio de carga.

Para determinar la cantidad de equipos LHD, se debe relacionar el tonelaje a mover y la capacidad de cada equipo LHD por día, tal como se muestra con la siguiente función:

$$\text{Cantidad de equipos LHD por día} = \frac{1120}{270} = 4.2 \text{ LHD/día}$$

O bien 5 equipos LHD, sin embargo se deberá considerar un equipo adicional que permita contar con un equipo disponible para el plan de mantenimiento. Asimismo, se debe integrar el camión de bajo perfil en las rutas de acarreo para disminuir el uso de equipos LHD en traspaleos. En resumen, en la tabla siguiente se presenta la comparación del equipo actual con lo calculado:

Tabla 16. Comparativo del equipo de acarreo actual contra lo calculado (inciso 2)

Equipo	Real	Necesario	Diferencia
LHD	7	6	-1
Camión de bajo perfil	1	1	0
Total	8	7	-1

Como se puede observar en este escenario se tiene un equipo sobrante, sin embargo dicho equipo puede considerarse como un comodín durante la operación de mina.

El personal requerido para la operación de los equipos LHD y camión de bajo perfil, dependerá del arreglo o escenario definido y considerando cubrir las tres brigadas de operación de la mina.

Cabe mencionar que durante la realización de este caso, surgió la necesidad de conocer el alcance del equipo LHD actual en la operación de mina, dado que las distancias de acarreo varían desde 200.0 hasta 950.0 metros, asimismo la ejecución de más de un movimiento de las cargas afectando con ello su aprovechamiento.

Wagner (Co. W. M., 1978) recomienda un promedio de 120 metros (400 pies) para el rezagado tanto fuera de la mina como en el rezagado de las frentes hacia el vertedero, sin embargo la distancia adecuada se deberá definir respecto del tiempo necesario para la continuidad de la operación.

Asimismo, se deberá conservar la distribución de las actividades de rezagado ya que presentan un máximo de ocho horas de operación continua (ver diagrama 4 sombreado azul), tal como se muestra en el siguiente diagrama:

Diagrama 4. Distribución de labores durante el turno (horas)

ACTIVIDADES	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Preparación y traslado de ingreso										
Inicio de labores										
Comida										
Fin de labores y limpieza de area										
Traslado y preparación para la salida										

Para la evaluación de los equipos respecto al tiempo de operación, se utiliza un estudio previo de tiempos y movimientos de LHD, en donde se tiene un promedio de 4.1 min por ciclo⁸ o viaje mismo que, en este caso será relacionado con las 8 horas efectivas de trabajo en los turnos establecidos de 10 hrs y la capacidad de carga de cada equipo.

Para conocer el tiempo requerido para el rezagado, es necesario determinar la cantidad de viajes (cucharones) que cada equipo acarrea de acuerdo con su capacidad de carga y evaluarlos con el tiempo por ciclo de rezagado, para ello se usan las siguientes expresiones:

$$\text{Cantidad de viajes} = \frac{\text{Tonelaje de acarreo}}{\text{Volumen de carga de LHD} * \text{densidad de roca}^9}$$

⁸ Estudio de tiempos y movimientos realizado en traslados menores a 200 m. realizado en una mina subterránea en el estado de Querétaro, 2011.

⁹ La densidad de mineral es 2.5 y de tepetate 2.7 ton/m³, para efectos de cálculo se usa 2.6 siendo este el promedio aritmético de ambos.

$$\text{Tiempo de acarreo en hrs} = \frac{\text{Tiempo por ciclo (min)} * \text{Cantidad de viajes}}{50 \text{ min}^{10}}$$

En la tabla 17 se muestra el tiempo de acarreo requerido por cada equipo LHD, relacionando el tonelaje acarreado con la cantidad de viajes, dato obtenido previamente:

Tabla 17. Tiempo de acarreo por equipo LHD

Tonelaje acarreado	1.15 m3 (1.5 yd3)		1.91 m3 (2.5 yd3)		2.68 m3 (3.0 yd3)	
	Cantidad de viajes	Tiempo en hrs	Cantidad de viajes	Tiempo en hrs	Cantidad de viajes	Tiempo en hrs
100	33	2.7	20	1.7	14	1.2
150	50	4.1	30	2.5	22	1.8
200	67	5.5	40	3.3	29	2.4
250	84	6.9	50	4.1	36	2.9
300	100	8.2	60	5.0	43	3.5
350	117	9.6	70	5.8	50	4.1
400	134	11.0	81	6.6	57	4.7
450	151	12.3	91	7.4	65	5.3
500	167	13.7	101	8.3	72	5.9
550	184	15.1	111	9.1	79	6.5
600	201	16.5	121	9.9	86	7.1
650	217	17.8	131	10.7	93	7.6
700	234	19.2	141	11.6	100	8.2

En la tabla anterior, se muestra el máximo tonelaje que puede ser acarreado en los tiempos operativos de cada turno así como el punto en el que se requiere más tiempo para acarrear el tonelaje establecido (datos sombreados).

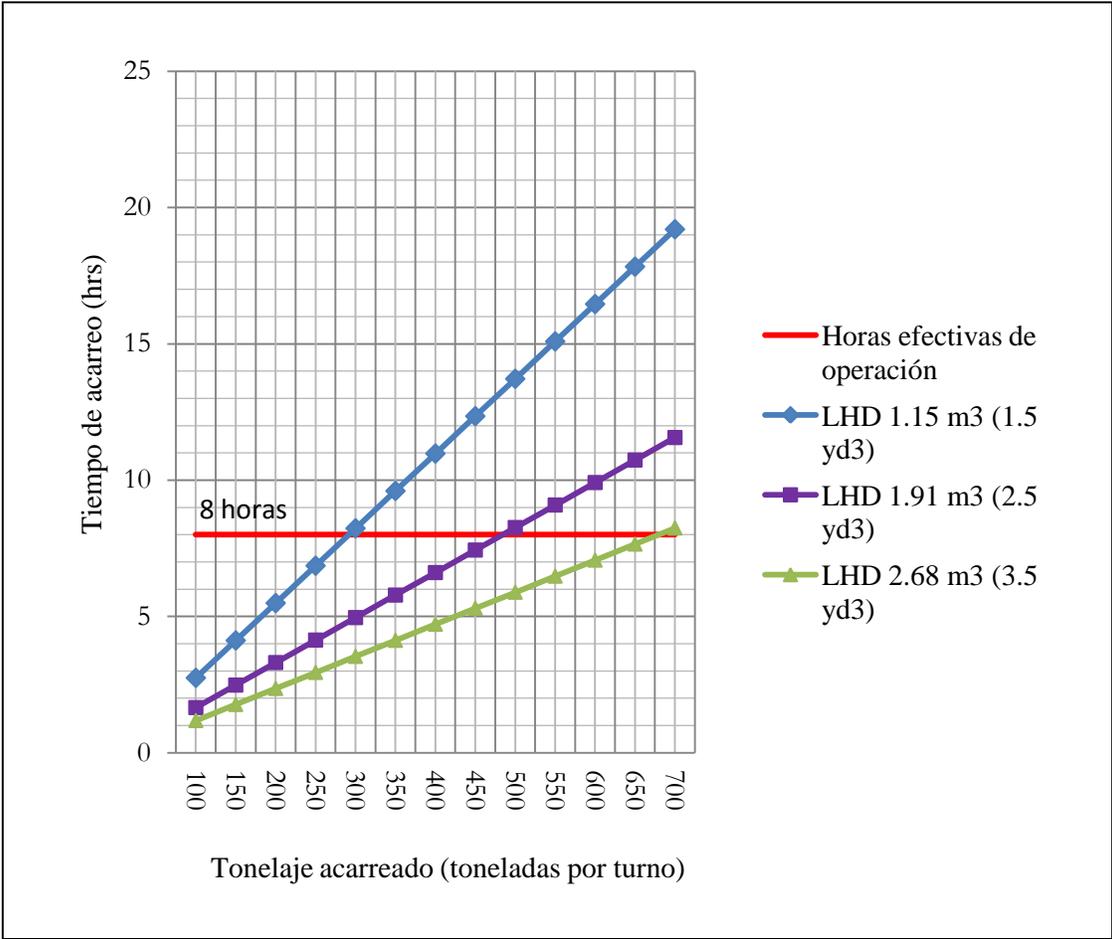
Por ejemplo, para un equipo LHD de 1.15 m3 (1.5 yd3) se tiene que durante un turno puede acarrear cerca de 300 toneladas, sin embargo existe la limitante de la distancia de rezagado así como los traspaleos que tenga asignados el equipo, es decir que podrá acarrear 300 toneladas hasta la metalera o bien, 150 toneladas con un traspaleo adicional.

¹⁰ Tiempo promedio para determinar la cantidad de viajes por hora de acuerdo con *Wagner Mining Equipment Co. Technical Manual, EE.UU. 1978.*

En el caso de los equipos de 2.68 m³ (3.0 yd³) asignados a los desarrollos, al cargado de camiones y a los traspaleos, se puede notar que tienen una capacidad de acarreo cercano a las 700 toneladas por turno.

En el siguiente gráfico se muestra el tonelaje acarreado por cada equipo LHD de acuerdo con los resultados de la tabla 21, en donde se puede observar cómo varía el tonelaje acarreado con respecto del tiempo efectivo de cada uno de los equipos:

Gráfico 2. Tonelaje acarreado por equipo LHD por turno



Con los datos obtenidos anteriormente, en la tabla 18 se muestra la relación del tonelaje acarreado por turno con el equipo LHD actual, con el propósito de obtener el tonelaje total acarreado por turno.

Tabla 18. Tonelaje acarreado por turno

Equipo LHD	Cantidad	Capacidad por LHD (Ton)	Total (Ton)
1.15 m ³ (1.5 yd ³)	3	290.0	870.0
1.91 m ³ (2.5 yd ³)	1	485.0	485.0
2.68 m ³ (3.0 yd ³)	3	670.0	2,010.0
		Total	3,365.0

Adicionalmente se sabe, que la disponibilidad promedio de los equipos LHD es de 5 con respecto a los 7 existentes, por lo cual, el tonelaje obtenido se deberá evaluar con respecto a dicha disponibilidad, por lo tanto:

$$\text{Disponibilidad} = \frac{5 * 100}{7} = 71.5 \%$$

$$\text{Tonelaje total acarreado por turno} = 3,365 * 71.5 \% = 2,404$$

$$\text{Tonelaje total acarreado por día} = 2 * 2,404 = 4,808$$

Como se puede notar, con dos equipos LHD (uno de 1.15 m³ y uno de 1.91 m³) se puede mover la producción del turno, sin embargo, esto obliga a que el rezagado no sea a una distancia mayor a 200.0 m y que no tenga traspaleos adicionales al punto de extracción final ya que de realizarse, se tendrá que dividir el tiempo efectivo en el turno para la extracción de mineral del rebaje y para el siguiente traspaleo, ya sea con equipos LHD o integrar camiones de bajo perfil.

Sin embargo, se deben evaluar los equipos, desde sus condiciones mecánicas hasta las condiciones ambientales que afectan su eficiencia. Para tal evaluación se dispone del promedio estadístico utilizado en el caso 3 y que es de 270 toneladas por día por cada equipo LHD con respecto al tonelaje movido obtenido; considerando que las condiciones de operación son las óptimas y disminuyendo el rezagado a 200.0 metros, tal como se muestra a continuación:

$$\text{Tonelaje movido por equipo por día (para 200.0 metros de acarreo)} = \frac{4,808}{5} = 962$$

Por lo tanto, la eficiencia real de los equipos es la siguiente:

$$\text{Eficiencia} = \frac{270 * 100}{962} = 28 \%$$

Con lo anterior, se puede observar que actualmente se está aprovechando el 28 % de la capacidad de los equipos. Esto puede deberse a diversos factores tales como las distancias de acarreo, que en su mayoría exceden los 200.0 metros recomendados, los traspaleos, que en ocasiones llegan a ser más de uno, los tiempos efectivos de rezagado menores a las 8 horas evaluadas, la baja disponibilidad mecánica de los equipos y las malas condiciones de los caminos y de la ventilación, etc.

Es importante tener en cuenta que los traspaleos afectan el ritmo de producción y, en cuestión económica representan mayores costos de extracción. Como se menciona con anterioridad, en la planeación de la mina se debe integrar el rendimiento óptimo de los equipos ya que, de acuerdo con Hartman (Howard L. Hartman, 2002), el rezagado representa del 15 al 25 por ciento de los costos de operación tomando en cuenta el método de minado. Si bien, los proveedores de maquinaria como Wagner recomiendan el uso de equipos LHD para mantener los costos de operación bajos, se deben evaluar todas y cada una de las rutas de acarreo hasta encontrar la más eficiente.

De acuerdo con el equipo de acarreo se deberá realizar el análisis de las rutas que faciliten y disminuyan el traslado de dichos equipos, así como disminuir o evitar en su caso la ejecución de traspaleos.

Resultados.

Con el análisis realizado, fue posible verificar que el equipo LHD disponible es suficiente para cumplir con la producción de 250 TPD, siempre y cuando las distancias de acarreo no sean mayores a los 200 m y no se realice más de un traspaleo.

Durante el año de operación evaluado, se pudo comprobar la afectación que los traspaleos provocan en el cumplimiento de las metas de producción, asimismo, se debe contar con equipo disponible y optimizar sus tiempos de operación.

Se recomienda lo siguiente:

- Realizar el análisis costo-beneficio de la afectación de dichos traspaleos a través del cálculo del tiempo en cada ciclo.

- Asignar los equipos de rezagado en producción únicamente para la extracción primaria, siendo esta el primer movimiento del mineral. Preferentemente a una metalera o a un “chorro” directo a tolva.
- Evitar los traspaleos de cargas, sean de mineral o de tepetate y localizar los lugares más cercanos que sirvan como depósito temporal o final.
- Evitar los tiempos muertos para mantener la cantidad de tonelaje acarreado.
- Realizar un plan de mantenimiento adecuado a la producción, facilitando la disponibilidad adecuada de los equipos LHD.

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Una vez establecido el plan de producción y desarrollo de la mina, es conveniente evaluar los recursos disponibles y organizar las diferentes actividades de acuerdo a su rendimiento y desempeño; con el propósito de realizar una planeación adecuada y con ello disminuir el riesgo de retrasos en la ejecución de las obras o excesos en el costo de la producción.

Para la reposición del tonelaje de producción, es necesario establecer un indicador que relacione la producción y el desarrollo en veta establecidos en el plan (mensual y/o anual), con el cual se garantice la preparación de nuevos rebajes, asimismo se deberá garantizar que las obras de desarrollo realizadas sean futuros rebajes en el corto, mediano o largo plazo. Se recomienda realizar la evaluación económica de la colocación de ciclópeos en los desarrollos sobre veta con mejores valores, con el propósito de recuperar la totalidad de los bloques.

De acuerdo con la longitud de los cruceros de acceso y su vida útil, es recomendable integrar un programa de obra en los proyectos de mina, en donde se presente la longitud de las obras de preparación, el tiempo y recursos disponibles para su realización garantizando así la continuidad de la producción. Asimismo, en la evaluación del cambio de barrenación a 2.00 m (2.40 m) se comprueba que se tiene mayor holgura en el tiempo de desarrollo de las obras de preparación, lo que representa una ventaja en lugares con dificultades de ventilación y rezagado.

Para optimizar el rendimiento y productividad del personal actual, se recomienda evaluar la administración actual del personal y sus actividades, el cual permita tener control en el desempeño y eliminar de ser posible el tiempo muerto o de ocio durante la jornada laboral, así como proporcionar información adecuada para la elaboración del plan anual. Asimismo, es conveniente evaluar la jornada laboral de diez horas, ya que de acuerdo a la Ley Federal del Trabajo en su Título tercero, Capítulo dos (STPS, Secretaría de Trabajo y Previsión Social, 2013) referente a la jornada de trabajo estipula que está no debe exceder las ocho horas en horario diurno y siete horas en horario nocturno.

Se recomienda incluir en los proyectos la evaluación de las distancias de acarreo y los puntos de disposición final de las cargas, esto con el propósito de evitar la realización de traspaleo, así como de optimizar el uso de los equipos desde la planeación de las actividades. Además es necesario hacer notar la mejora en las condiciones del camino ya que de ello depende la conservación del equipo, el incremento de su eficiencia y reducción de tiempos de rezagado.

ANEXOS

ANEXO 1. LOSA ARMADA (CICLÓPEO)

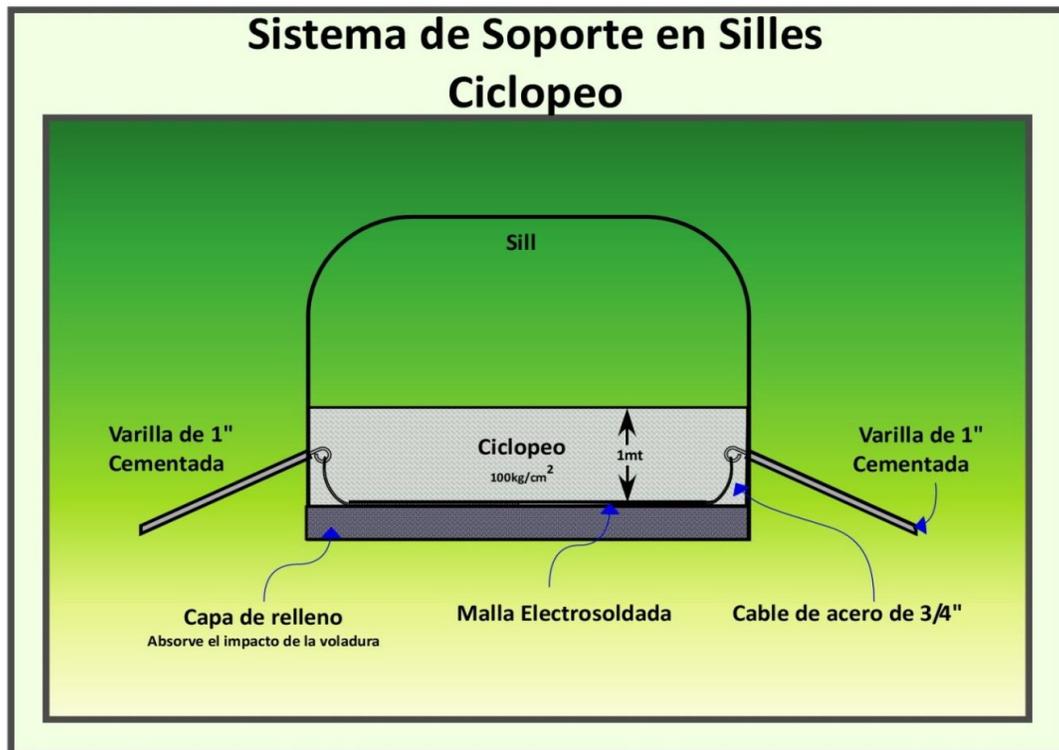
La colocación de la losa armada (ciclópeo), es utilizada para la recuperación de pilares intermedios o de corona entre subniveles. Su instalación depende de la potencia de la estructura mineral y su contenido económico.

La ventaja de la losa armada es, la recuperación de mineral de los pilares intermedios entre subniveles evitando la inestabilidad del macizo rocoso post-producción.

La desventaja podría ubicarse en el proceso de construcción ya que por cada 50.0 metros requiere aproximadamente una semana, dado que por operación de la mina se requiere incluirla en el plan de desarrollo para no interferir con las demás obras de preparación.

Para la toma de decisión de la colocación de la losa armada (ciclópeo), se debe realizar el análisis económico donde se integren el tonelaje a recuperar, el costo de minado, el costo de la losa y las condiciones estructurales donde se realizará.

En la siguiente figura se muestran las características de construcción necesarias para la colocación de una losa armada.



ANEXO 2. CONT.

En esta hoja de cálculo se consideran las obras de preparación requeridas para la recuperación de los bloques anteriormente evaluados, integrando la recuperación actual en el producto final, el precio de los metales y el costo de obra.

CIA. MINERA DE GUANAJUATO									
AREA MINA									
Blocks reservas económicas									
20-abr-12									
(DOLARES)									
Lugar	Toneladas	Ley (gr/ton)		Recuperación		Precio (dls/oz)		Contenidos (Kg)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Blocks reservas econ	945	1.05	125	89.07%	87.93%	\$1,645.00	\$31.59	1	118
		Contenidos Recuperados (Kg)		Onzas		Valor			
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag		
		1	104	28	3,340	46,742	105,496		
VALOR DEL BLOCK									
\$152,238									
Costo de la Obra Minera en Inversión									
Obra	Metros	Precio/metro							
Rampas	120	\$1,100.00	\$132,000.00						
C/pozos	15	\$273.21	\$4,098.21						
C/Frentes	0	\$1,100.00	\$0.00						
Accesos	0	\$1,100.00	\$0.00						
Cruceros	0	\$1,100.00	\$0.00						
otras prep	0	\$1,100.00	\$0.00						
sill	0	\$1,100.00	\$0.00						
	135	\$1,008.13	\$136,098.21						
Costo de la Explotación									
Lugar	Toneladas	Costo Unidad	Costo por						
		Acum. a Octubre 08	Explotación y Tratamiento						
Blocks reservas econ	945	54.70	\$51,692						
COSTO DE OBRA Y MINADO									
\$187,790									
UTILIDAD DEL PROYECTO									
-\$35,552 -19%									

A pesar de que la evaluación de los bloques de reserva se muestra como mineral costeable con baja utilidad, el proyecto no es viable porque el costo de las obras de preparación arroja una utilidad negativa, es decir que se tendrían pérdidas económicas por su ejecución. En este caso se requiere evaluar otros bloques para la continuidad de la producción.

ANEXO 3. CONT.

Evaluación de las obras de preparación para la recuperación de los bloques de reserva de la veta DIM.

CIA. MINERA DE GUANAJUATO									
AREA MINA									
Blocks económicos									
23-mar-12									
(DOLARES)									
Lugar	Toneladas	Ley (gr/ton)		Recuperación		Precio (dls/oz)		Contenidos (Kg)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Blocks económicos	2,281	2.59	39	89.07%	87.93%	\$1,645.00	\$31.59	6	90

Contenidos Recuperados (Kg)		Onzas		Valor	
Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
5	79	169	2,534	278,750	80,061

VALOR DEL BLOCK
\$358,811

Costo de la Obra Minera en Inversión			
Obra	Metros	Precio/metro	
Rampas	140	\$666.67	\$93,333.33
C/pozos	30	\$255.00	\$7,650.00
C/Frentes	0	\$666.67	\$0.00
Accesos	60	\$666.67	\$40,000.00
Cruceros	0	\$666.67	\$0.00
otras prep	0	\$666.67	\$0.00
sill	0	\$666.67	\$0.00
	230	\$612.97	\$140,983.33

Costo de la Explotación			
Lugar	Toneladas	Costo Unidad Acum. a Octubre 08	Costo por Explotación y Tratamiento
Blocks económicos	2,281	54.70	\$124,771

COSTO DE OBRA Y MINADO
\$265,754

UTILIDAD DEL PROYECTO
\$93,057 35%

En comparación con el caso del Anexo 2, este proyecto también cuenta con mineral costeable con mínima utilidad, sin embargo las obras de preparación no exceden el valor de los bloques, aportando una utilidad de 35 por ciento. En este caso el proyecto es viable, sin embargo su ejecución aún está limitada a realizar estrictamente las obras incluidas en la evaluación, ya que cualquier obra adicional afectará la utilidad del proyecto.

BIBLIOGRAFÍA

Acle Tomasini, A. (1989). *Planeación estratégica y control total de calidad*. México D.F., Barcelona, Buenos Aires: Grijalbo.

Cardona A., J. (1973). <http://www.geomin.com.mx/>. Recuperado el 20 de Agosto de 2013, de http://mapserver.sgm.gob.mx/aimmgm_arc/STMC01073045.PDF

Chico Villaseñor, R. (1965). <http://www.geomin.com.mx/>. Recuperado el 20 de Agosto de 2013, de http://mapserver.sgm.gob.mx/aimmgm_arc/STMC00665033_1.PDF

Co., E. S. (2013). *edrsilver.com*. Recuperado el 01 de Febrero de 2014, de http://sp.edrsilver.com/projects/production/el_cubo/

Co., W. M. (1978). *Manual técnico*.

Committee, J. O. (01 de Diciembre de 2012). <http://www.jorc.org>. Recuperado el 30 de Septiembre de 2013, de http://www.jorc.org/docs/JORC_code_2012.pdf

Fuentes y Fuentes, L. A. (Diciembre de 2007). *Google*. Recuperado el 01 de Febrero de 2014, de <https://docs.google.com/document/d/1bT0EMWwrBDHp7qDrGS5VqrMkcWrn2X7dvZ721WmitY8/edit?pli=1>

Howard L. Hartman, J. M. (2002). *Introductory mining engineering 2nd Ed.*

Leanroots. (2010). *leanroots.com*. Recuperado el 15 de Marzo de 2014, de [leanroots.com: http://leanroots.com/productividad.html](http://leanroots.com/productividad.html)

Maestros de calidad. (24 de Septiembre de 2012). Recuperado el 10 de Febrero de 2014, de <http://maestrosdecalidadpc101912.blogspot.mx/2012/09/filosofia-de-william-edwards-deming.html>

SGM. (2010). Recuperado el 15 de Septiembre de 2013, de <http://www.sgm.gob.mx/pdfs/GUANAJUATO.pdf>

Sloan, D. A. (1983). En D. A. Sloan, *Mine Management*.

STPS. (13 de Julio de 2012). *Secretaría de trabajo y previsión social*. Recuperado el 20 de Febrero de 2014, de <http://www.stps.gob.mx/bp/secciones/dgsst/normatividad/normas/Nom-023.pdf>

STPS. (Diciembre de 2013). *Secretaría de Trabajo y Previsión Social*. Recuperado el 25 de Marzo de 2014, de

http://www.stps.gob.mx/bp/micrositios/reforma_laboral/archivos/Noviembre.%20Ley%20Federal%20del%20Trabajo%20Actualizada.pdf

Yann René Ramos-Arroyo, R. M.-L. (2004). *Revista mexicana de ciencias geológicas UNAM*. Recuperado el 15 de Septiembre de 2013, de <http://rmcg.unam.mx/revista/index.html>: [http://satori.geociencias.unam.mx/21-2/\(7\)Ramos.pdf](http://satori.geociencias.unam.mx/21-2/(7)Ramos.pdf)