
EXTRACCIÓN SELECTIVA EN MINERÍA AURIFERA

SELECTIVE EXTRACTION IN GOLD MINING

Andrés Felipe Rodríguez Sepúlveda¹ & Jorge Martín Molina²

1. Ingeniero de Minas y Metalurgia

2. Ingeniero de Minas y Metalurgia, Profesor Facultad de Minas

Universidad Nacional de Colombia- Medellín

jmmolina@unal.edu.co; andresf76@gmail.com

Recibido para evaluación: 27 de Octubre de 2009 / Aceptación: 15 de Octubre de 2009 / Recibida versión final: 19 de Noviembre de 2009

RESUMEN

En la mina La Independencia ubicada en Titiribí Antioquia, se vienen realizando labores de desarrollo en guías con minería selectiva para la recuperación de oro. Estas guías tienen como fin la definición de bloques de reservas, para su futura explotación. Con la elaboración de este artículo se pretende comparar los rendimientos, costos, ventajas y desventajas del avance en guías con minería selectiva y con frente completo.

Durante el desarrollo de la investigación, se realizaron ensayos y cálculos en la red de perforación, donde se encontraron valores para el consumo específico de explosivo de 2.92kg/m³. Cuando se realizó la comparación entre los métodos de perforación selectiva y frente completo, no se encontraron diferencias en cuanto a la relación de costos variables que oscilan entre \$51000 y \$56000, pero sí, en los costos fijos que van de \$150000 en voladuras de frente completo a \$300000 en voladuras selectivas. Debido a la mayor producción de material en las voladuras de frente completo se recuperan los costos más rápidamente, además se logra un mayor avance, 2.3 veces más que en el trabajo con voladura selectiva. Por tanto con este artículo se rompe un paradigma conceptual de que la minería selectiva es más económica que la de frente completo.

PALABRAS CLAVES: Mina La Independencia, Veta, Minería Selectiva, Ensayos, Ciclos, Costos, Antioquia, Colombia.

ABSTRACT

In the mine «La Independencia», located in Titiribi Antioquia, a project on vein galleries developing with selective mining for gold recuperation was carried out. The objective of these galleries was the reserve block definition with exploitation purposes.

It is the goal of this paper to show the costs, productivity, advantage and disadvantage using selective mining technique compared to total front advance technique.

Essays were made in the drilling net, where some values for specific 2.92kg/m³ explosive consumption were found. No differences were found between those two variable cost for each procedure; these are between C\$51000 and C\$56000, but a difference was found between the fixed cost which ranges between C\$15000 in total front explosion and C\$30000 in selective explosion. The total front technique was found more effective for more material can be obtained and also a faster, 2.3 times, advance than in selective technique. A model for the digging net vein mining elaboration was designed; this will be a guide to the development of the selective explosion, as it describes the right procedure in each case. Thus is broken de paradigm that selective extraction in lower cost than total front. (C\$2000 are equivalent to US\$1)

KEY WORDS: La Independencia Mine, Ore, Selective Mining, Assay, Cycle, Cost, Antioquia, Colombia.

1. INTRODUCCION

1.1. Antecedentes

Gran parte de los métodos de minería aurífera en Colombia aún se desarrollan de una manera informal, es decir, con bajos niveles tecnológicos y escaso control ambiental y minero. Esta no fue la excepción en esta región en la cual la minería fue establecida en el siglo XVII. La región de Titiribí y vecindades fue poblada en un inicio por gentes venidas de Santa Fe de Antioquia, que llegaron recorriendo la cuenca del río Cauca. La mina del Zancudo fue explotada desde finales del siglo XVIII y fue cerrada en 1943. En 1998 se reinició trabajos de reapertura y trabajos de adecuación de la mina.

A mediados del año 2004 se empezaron a realizar labores de desarrollo, y preparación, proyectándose la generación de reservas. El sistema de avance en guías que se utilizaba no era el óptimo para el objetivo que se pretendía, pues con el método de voladura de frente completo la dilución del mineral era muy acentuada. Se optó entonces por realizar perforaciones y voladuras selectivas, las cuales permitieran tener buenos valores y se minimizara la entrada de material estéril al proceso. No obstante este cambio de metodología se hizo en razones cualitativas y subjetivas y no soportadas con argumentos de costos y rendimientos.

1.2. Planteamientos del problema

La finalidad del artículo es realizar una comparación de las labores en guías con voladura selectiva y frente completo, que le permita al proyecto generar reservas de una manera económicamente rentable. También se realizará un control de tiempos de perforación, descargue, cargue y transporte del material y las cantidades de sustancia explosiva utilizada, información básica para alcanzar el mejoramiento del laboreo minero y así estimar las necesidades o cambios que se deben realizar en dichos trabajos para que sean lo más eficientes y rentables para la empresa.

2. GENERALIDADES

2.1. Localización y vías de acceso

La ubicación geográfica del área de desarrollo minero auroargentífero se encuentran ubicada en su mayoría al Norte y Noroeste del Municipio de Titiribí, en los corregimientos de Sitio Viejo y El Zancudo. Localizada según la plancha 146 IIID del Instituto Geográfico Agustín Codazzi, IGAC, en un área de 250Ha y un perímetro de 6500m, el acceso principal al municipio de Titiribí es por medio de la troncal del Café, que comunica a Medellín con la región del suroeste Antioqueño, la cual hace parte de la carretera Medellín-Quibdó. El recorrido por esta vía se hace a lo largo de 62km desde Medellín. (Gallego, Zapata. 2003) Figura 1.

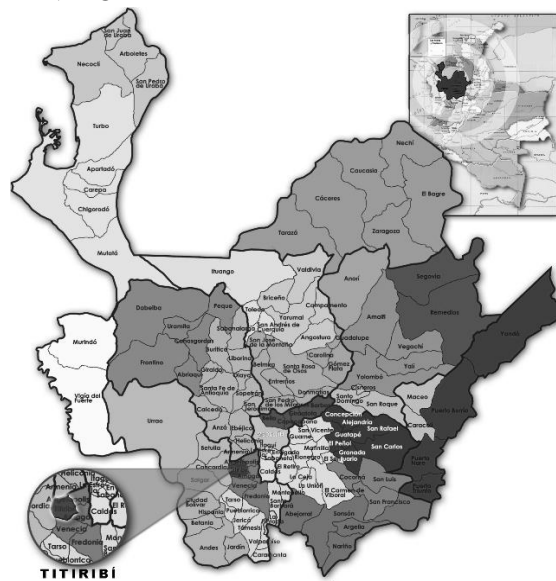


Figura 1. Mapa de Ubicación.

2.2. Geología

Se presentan rocas metamórficas que corresponden principalmente a esquistos verdes y negros correlacionables con el grupo Arquía.

El esquisto presenta una foliación relativamente constante con un rumbo de N5°W y buzamiento de 55°W la orientación de las estructuras mineralizadas es N-NW congruente con la orientación regional de los fallamientos (Castañeda, 2003).

2.3. Descripción de los equipos utilizados

2.3.1. Perforadoras

Los trabajos de perforación se realizan con martillos neumáticos marca TOYO TY260-L, que tiene un requerimiento de aire comprimido entre 80psi y 100psi. Se utilizan varillas integrales de 0.80m, 1.20m y 1.60m con una broca de diámetro de 0.04m.

2.3.2. Equipo de Cargue

El cargue del material se realiza dependiendo de la zona en la mina; el descargue en el nivel -2 (guía Andrea Sur y La Natalia) se realiza con pala, pico y carreta para llenar un coche de 0.44m³. En el nivel Independencia se cuenta con un slusher marca Joy de 10 caballos de fuerza el cual ala un rastrillo que recoge material para llenar un coche de 0.7m³.

3. AVANCES EN GUIAS

El desarrollo de la mina la independencia consiste de un sistema de voladuras selectivas en guías, que permitan la conformación de paneles para su posterior explotación. En estos momentos se encuentran en desarrollo tres guías: Andrea al Sur veta La Colombiana nivel -2 (N25E/50E), Natalia veta Laura nivel -2 (N60E/35SW) y Colmena al Sur veta La Primera (N15E/80E), todas presentan características diferentes en cuanto a buzamiento, rumbo, espesores y tenores. Cabe anotar que las vetas presentan similitud en cuanto a su estructura ya que son tipo rosario.

3.1. Ciclo de avance

El avance de la guías se constituye de cuatro actividades principalmente, cada una de ellas esta sujeta a la anterior y su perfecto desarrollo hace parte de una buena realización del ciclo.

3.1.1. Perforación

La perforación hace parte de la primera etapa del ciclo, en la cual se hacen una cantidad de barrenos de acuerdo a las características del frente. Esta operación la realiza un machinero y un ayudante.

3.1.2. Voladura

Después de realizada la perforación se procede a ejecutar la voladura, en la cual se utilizan agentes explosivos (ANFO e indulgel) y agentes de ignición (mecha lenta, cordón detonante y detonadores comunes).

3.1.3. Desabombe y Descargue

Cuando se llega a una guía lo primero que se hace es humedecerle para quitarle el polvo a la guía y poder realizar una observación visual de los talabardones y el techo. Se empieza a desabombar al principio de la pila y se continúa a medida que se avanza el descargue.

3.2. Sostenimiento

El sostenimiento que se realiza es de tipo preventivo cuando en la zona afectada se observa constantemente caída de bloques o agrietamientos entonces se procede a reforzar, este sostenimiento se hace teniendo en cuenta el tipo de respaldos que se tienen en el lugar por ejemplo si ambos respaldos son en roca fracturada o alterada (roca blanda) se

coloca puerta completa, si uno de los respaldos es roca competente entonces se coloca media puerta y si ambos respaldos son roca competente se coloca una botada de respaldo a respaldo. En cualquier clase de estos sostenimientos se realiza un zarzo en el cual se deposita estéril o pedazos de madera que ya no se utilizan para que el material que caiga no dañe el sostenimiento y amortigüe su caída.

3.3. Ventilación y drenaje

La ventilación de las guías para la evacuación de los gases y aireación de los obreros se realiza mediante ventiladores axiales y centrífugos, que tienen acoplados un ducto plástico de 6 pulgadas de diámetro que es llevado hasta el frente de la guía.

El drenaje se realiza por medio de cunetas al margen izquierdo de la guía con la misma pendiente de la carrilera. Para evacuar el agua de la clavada se utiliza una moto bomba de 12Hp.

4. ENSAYOS EN LA RED DE PERFORACION Y VOLADURA.

A continuación se describen los dos tipos de perforación utilizados: voladura frente completo (F.C.) y voladura selectiva (V.S.) en la mina La Independencia, indicando su respectiva red de perforación y la cantidad de material explosivo utilizado. Dicha información servirá para realizar una comparación entre ambas.

4.1. Red de perforación frente completo

Las perforaciones de frente completo que se efectúan en la mina La Independencia se realizan por el pinchamiento que sufre la veta y la selección se vuelve innecesaria. Debido a esto se procede a la quema del frente completo con barrenos de 1.60m con broca de 0,04m, para una sección de 1.80m x 1.80m, el diámetro de perforación es igual en todas las partes del esquema.

4.1.1 Tipos de Cueles: Se han ensayado dos tipos de cueles para este tipo de quema:

El primero consta de seis barrenos dispuestos en forma triangular como se ilustra en la Figura 2. en este caso tres de los barrenos van cargados.

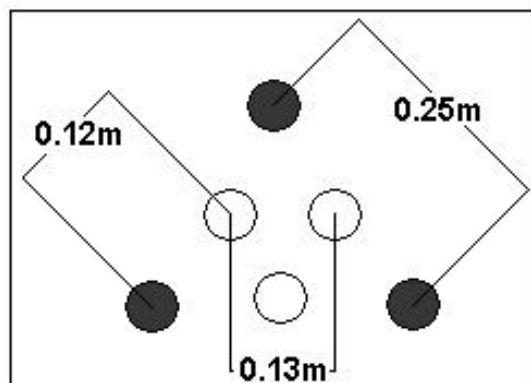


Figura 2. Esquema del cuele triangular.

La carga que se utiliza para este tipo de cuele es una barra y media de Indugel y tres de ANFO para cada barreno. Este tipo de cuele es utilizado en terrenos fracturados o alterados.

El segundo cuele también presenta seis barrenos pero la disposición es diferente al igual que la carga, pues en este caso van cargados cuatro en vez de tres, la forma rectangular es parecida a un dado por la cara del seis, como se ilustra en la Figura 3.

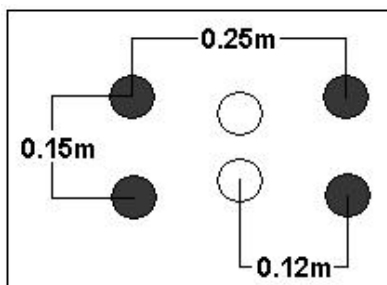


Figura 3. Esquema de cuele rectangular en forma de dado por la cara del seis. La carga es la misma por barreno, este cuele se utiliza para el material más duro y homogéneo.

4.1.2. Ayudantes, Destroza, Contorno y Pateros: Para el resto de las perforaciones de la sección se tiene el siguiente esquema el cual se ilustra en la Figura 4.

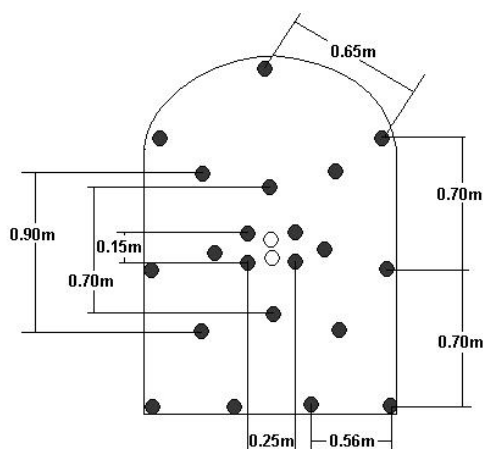


Figura 4. Esquema de perforación total para la perforación de todo el frente.

4.1.3. Consumo de Explosivos: El consumo explosivo depende de la longitud de los barrenos y la posición en el esquema de perforación, pues el cuele se carga con barra y media de Indugel y tres barras de ANFO al igual que los pateros, el resto de las perforaciones van con una sola barra de Indugel y tres barras de ANFO. La carga utilizada en perforaciones de frente completo de 1.50m se presenta en la tabla 1. Dicha carga es la común en este tipo de labores.

Tabla 1. Consumo de sustancia explosiva (Elaboración propia)

TIPO DE BARRENO	CANTIDAD DE BARRENOS	BARRAS DE INDUGEL	Kg DE		CARTUCHOS DE ANFO	Kg DE ANFO
			INDUGEL POR BARRENO	Kg TOTAL DE INDUGEL		
Cuele	4+2	6	0.2362	0.9448	12	3.576
Ayudantes	4	4	0.1575	0.63	12	3.576
Destroza	4	4	0.1575	0.63	12	3.576
Contornos	5	5	0.1575	0.7875	15	4.47
Pateros	4	6	0.2362	0.9448	12	3.576
Total	23	25	1.1024	3.9371	63	18.774

El volumen de roca arrancado esperado es de 7.78m^3 (este tipo de rocas poseen un factor de esponjamiento del 1.6) dando un consumo específico de sustancia explosiva de $2.92\text{kg}/\text{m}^3$ (que según la experiencia en minería subterránea es mayor de tres veces que en la minería de superficie).

4.2. Perforación selectiva

La perforación selectiva en la mina La Independencia se realiza de acuerdo; al ancho y buzamiento de la veta y al grado de mineralización de los respaldos. Hay que tener en cuenta que este tipo de voladura se efectúa en dos etapas.

Las estructuras mineralizadas según sus buzamientos se tratan de ubicar en el centro de la guía, extrayendo primero la veta. Pero algunas veces el buzamiento y disposición de la veta favorecen para llevarla en la parte superior o en un costado, cuando esto ocurre, primero se saca el estéril con la ayuda de unos cortadores (barrenos vacíos) al lado de la veta, y luego se extrae la zona mineralizada. Las siguientes figuras 5, 6, y 7, ilustran las condiciones trabajadas en la mina, aunque la disposición más constante es la veta centrada en la guía.

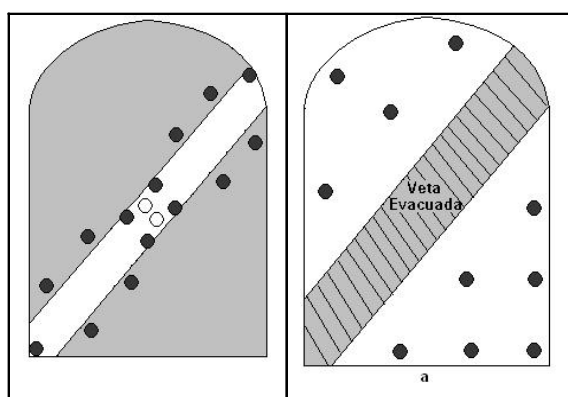


Figura 5. Esquema de perforación en veta y ensanche.

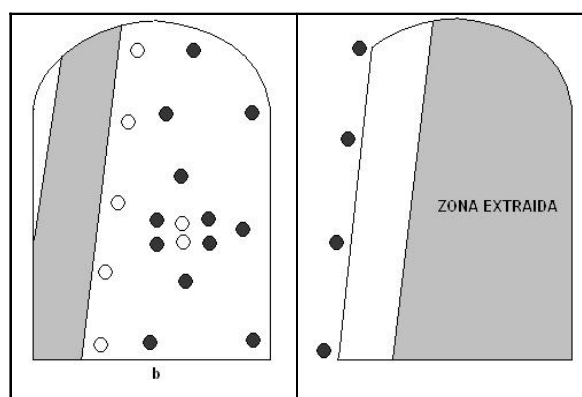


Figura 6. Esquema de perforación y voladura, veta a un costado.

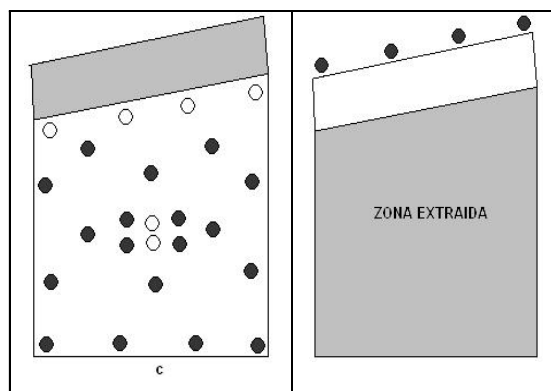


Figura 7. Esquema de perforación y voladura, veta en la parte superior.

Para la determinación de la longitud de perforación en la veta se debe recordar que la forma de la estructura mineralizada es de tipo rosario, por lo tanto, las perforaciones de longitudes grandes, pueden resultar con estéril o mineral perdido al final de los barrenos, por eso se define la extensión de los barrenos en 1.20m, lo cual permite tener un control sobre la selección de la veta.

4.2.1. Tipos de Cuele: Los tipos de cuele realizados son básicamente los mismos que los efectuados en la quema de frente completo, lo único que varía es la disposición de la cuña al elaborarla en forma vertical o inclinada de pendiente

del buzamiento de la veta figura 8, las perforaciones se hacen en el limite de la zona mineralizada cuando el ancho es de 0.15m a 0.20m.

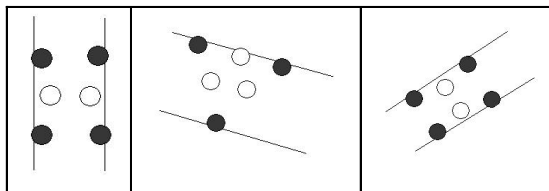


Figura 8. disposición de los cueles según el buzamiento de la veta.

4.2.2. Ayudantes: Los ayudantes conforman el resto de la perforación y básicamente son barrenos localizados a lo largo de la veta, que dependiendo del grado de mineralización de la roca caja se hacen más cerca o más lejos de la veta. Cuando la veta es competente y la roca caja no presenta alteraciones los barrenos se realizan a 5cm de la veta, dentro del esquisto, para que no quede el mineral en los respaldos.

Los ayudantes van espaciados entre sí una distancia mínima de 35cm y un máximo de 50cm, ellos van paralelos entre sí, cuando la veta tiene una potencia similar a estas dimensiones. Cuando las dimensiones son mayores a 50cm las perforaciones se realizan de igual manera pero con la ayuda de barrenos intermedios y cuando el ancho de la veta es inferior a 35cm las perforaciones se hacen intercaladas respetando un mínimo de 15cm en la veta, cuando la potencia es inferior a 15cm se procede a la quema del frente completo. La figura 9 clarifica estos escenarios.

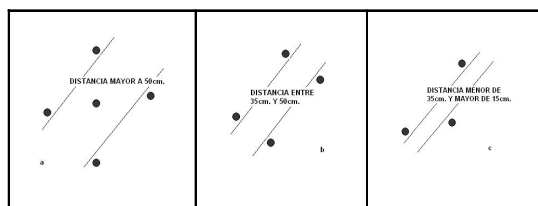


Figura 9. Esquema de los tres posibles casos que se presentan en las vetas, además se ilustra la disposición de los barrenos en cada situación.

4.2.3. Consumo de Explosivos: Como ya se había dicho, las perforaciones selectivas se realizan de 1.20m y la carga del explosivo depende de la ubicación del barreno en la red de perforación. En el cuele va una barra y media de Indugel y dos barras de ANFO por cada barreno. Para los ayudantes una barra de Indugel y dos barras de ANFO. El consumo de explosivos para la veta cuando se extrae primero se muestra en la tabla 2. Las características que posee la veta en la guía son: una longitud transversal de 2m y un espesor de 0.50m con estas dimensiones se espera un volumen 1.92m³.

Tabla 2. Consumo de explosivo, extracción de la veta (Elaboración propia).

TIPO DE BARRENO	CANTIDAD DE BARRENOS	BARRAS DE INDUGEL	Kg DE INDUGEL POR BARRENO	TOTAL DE Kg DE INDUGEL	CARTUCHOS DE ANFO	Kg DE ANFO
Cuele	4+2	6	0.2362	0.9448	8	2.384
Ayudantes	10	10	0.1575	1.575	20	5.96
Total	116	16	0.3937	2.5198	28	8.344

La cantidad de sustancia explosiva por voladura selectiva es 10.8638Kg, para un consumo específico de sustancia explosiva de 5.66kg/m³.

Fuera de este consumo hay que tener en cuenta que todavía queda faltando la parte del ensanche tabla 3. El volumen esperado es de 4.28m³ y el consumo específico es de 1.76kg/m³.

Tabla 3. Consumo de sustancia explosiva para el ensanche (Elaboración propia).

TIPO DE BARRENO	CANTIDAD DE BARRENOS	BARRAS DE INDUGEL	Kg DE INDUGEL POR BARRENO	TOTAL DE Kg DE INDUGEL	CARTUCHOS DE ANFO	Kg DE ANFO
Tiros botados	10	10	0.1575	1.575	20	5.96
Total	10	10	0.1575	1.575	20	5.96

Luego el consumo total de veta mas el ensanche queda de esta forma se presenta en la Tabla 4.

Tabla 4. Consumo de explosivo total voladura selectiva (Elaboración propia).

Consumo de S.E. en veta	10.8638kg
Consumo de S.E. ensanche	7.5350kg
Total	18.3988kg
Volumen arrancado	6.20m ³
Consumo especifico de explosivos	7.42kg/m ³

4.3. Comparación de la voladura selectiva con la de frente completo

En las tablas 5 y 6 se presentan los costos de explosivos cuando se avance un avance de frente completo y selectivo, respectivamente.

Tabla 5. Costo del explosivo utilizado. Frente completo (1.50m) (Elaboración propia).

INSUMO	CANTIDAD	COSTO (pesos)
INDUGEL	4.05 (Kg)	34133.4
ANFO	18.77 (Kg)	57241.926
MECHA DE SEGURIDAD	35 (m)	22645
CORDON DETONANTE	7.5 (m)	6750
FULMINANTES	19 (unidades)	10393
TOTAL		131163.33

Tabla 6. Costo del explosivo. Voladura selectiva (veta de 0.50m) (Elaboración propia).

INSUMO	CANTIDAD	COSTO (pesos)
INDUGEL	4.212 (Kg)	35498.736
ANFO	14.304 (Kg)	43612.896
MECHA DE SEGURIDAD	33.8 (m)	21868.6
CORDON DETONANTE	6 (m)	5400
FULMINANTES	22 (unidades)	12034
TOTAL		118414.24

El costo de perforación se calculó en base a la siguiente ecuación (ITGE, 1994).

$$C_T = \frac{C_A + C_I + C_M + C_O + C_E + C_L}{VM} + C_B$$

Donde C_T es costo de perforación por metro (\$/m).

Los costos indirectos representados por: C_A costo de amortización (\$/h), C_I intereses y seguros (\$/h).

Los costos directos como: C_M mantenimiento y reparaciones (\$/h), C_O mano de obra (\$/h) C_E combustible (\$/h) C_L aceites, grasas y filtros (\$/h) C_B varillas (\$/m)

VM velocidad media de perforación (m/h), para los dos tipos de material $VM_{\text{esquistos}}$ (m/h) y VM_{veta} (m/h)

Dando como resultado:

Valor frente completo (34.5m perforados) = \$66261.73

Valor frente selectivo (31.2m perforados) = \$69326.48

El costo de la perforación y la voladura para cada caso es:

Frente completo = \$197424

Frente selectivo = \$188257

Aquí aparentemente no hay diferencias notorias en el costo variable en cada método, pues al aumentar el ancho de la veta, la cantidad de mineral extraído es mayor y el costo de producción baja. Dando por hecho que es indiferente cual de los dos métodos se utiliza, al realizar la comparación entre los costos variables contra el avance. El punto principal está en los costos fijos, pues se tiene una gran infraestructura, instalaciones, trabajo de supervisión que genera costos permanentes para unos rendimientos o avances muy bajos.

Al hacer un comparativo mensual promedio, analizando avance de guías, toneladas producidas y costos se encontró esta situación que se presenta en la Tabla 7.

Tabla 7. Relación metros de avance, toneladas producidas y costos.

Tipo de Voladura	Avance (m)	t/mes	Costo fijo/t	Costo variable/t	Costo total/t
F.C.	39.0	328.5	104082	51591	155673
V.S.	15.6	141.2	242146	55110	297256

Además se realizó una comparación entre los costos variables y el espesor de la veta, lo cual se ilustra en la figura 9.

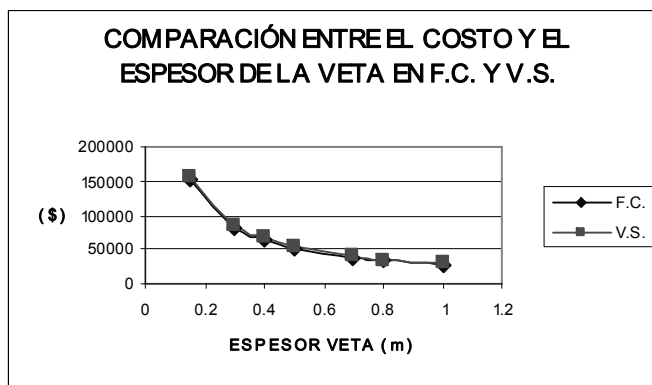
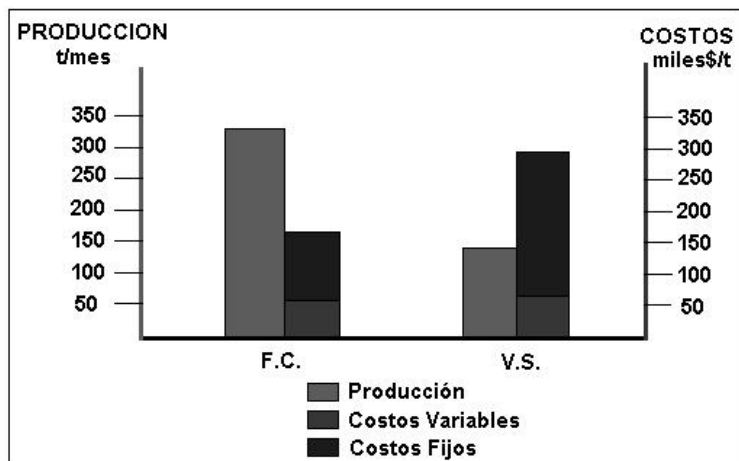


Figura 9. Relación de costos variables con el espesor de la veta.

Al realizar las voladuras de frente completo, se logra un rápido desarrollo generando bloques para su futura explotación. En la figura 10 se observa que los costos fijos son menores en voladuras de F.C.

Figura 10. Relación de producción y costos.

Ello implica unos rendimientos contundentes de avance, 2.3 veces mayor en frente completo y el 50% de los costos comparado con la minería selectiva.

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- Con la realización de voladuras de frente completo, se logra un rápido desarrollo minero en las guías, incurriendo en un mayor desarrollo de reservas y de bloques.
- A mayor producción los costos fijos se recuperan más rápidamente. Es más rentable realizar voladuras de frente completo con separación manual, que hacer voladuras selectivas.
- La implementación de la selección manual del mineral en planta, necesitaría de una inversión inicial para la adecuación del botadero, las conexiones de agua necesarias para la labor y una plataforma donde se realizaría el trabajo.
- El consumo específico de explosivos en las voladuras selectivas son mayores que las voladuras de frente completo. Excepto las voladuras selectivas con la veta a un costado, que muestra menores consumos de sustancia explosiva dado que ya se tiene una cara libre.
- La margen creada de 1.70m x 1.70m en el frente de avance proporcionan una guía para los perforistas, y la realización de los barrenos del contorno en la guía con un ángulo de tres grados, proporcionan una sección de 1.80m x 1.80m, adecuada para el próximo emboquille.

BIBLIOGRAFÍA

Bock, I., 1996. Selective Blast Mining In Gold Mines, The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, Septiembre- Octubre, pp. 183-186.

- Contreras, M., 1996. *Formulación y Evaluación de Proyectos*. Editorial Unisur
- De la Cruz, A. 2000 *Caracterización de rocas*, Universidad Nacional de Colombia, Facultad de ingeniería, Sociedad Colombiana de Geotecnia. Santa Fé de Bogotá.
- Escuela de Ingenieros Militares. 1996. *Empleo de Explosivos en obras de ingeniería civil y militar*. Segunda edición. Santa Fé de Bogotá.
- Friant J.E, Maaren J and Willis R.P.H. 2001. *A practical approach to hard rock selective mining*. 6th International Symposium on Mine Mechanization and Automation, South African Institute of Mining and Metallurgy.
- Fritzsche, H. 1962. *Tratado de Laboreo de Minas tomo I y II*. Editorial Labor S.A. segunda edición española.
- Promoción de proyectos mineros ppm. *Exploración del distrito aurífero de Titiribí para C.D.I. S.A.* febrero 2003.
- Gallego, A. y Zapata, D., 2003 *Caracterización mineralógica como soporte para la implementación y mejoramiento del proceso de extracción de oro*. Mina de oro El Zancudo, Titiribí Antioquia, TDG Ing. Geólogo. Facultad de Minas. Universidad Nacional de Colombia Sede Medellín.
- Gnoinski, G B. 2007. *Grade Control Blending And Selectivity For Optimal Process Performance At The Skorpion Zinc Mine, Namibia, The Southern African Institute of Mining and Metallurgy . The Fourth Southern African Conference on Base Metals*. P 103-108
- Grosse, E. 1926. *El Terciario Carbonífero de Antioquia*. Berlín: J.J. Agustín, Gluckstadt y Amburg,.
- Hanekom, J. W. L. 2003. *A design protocol for mining remnants in hard rock mining operations utilising a rock mass classification system*, EN JSAIMM, South Africa.
- Hoek, E. y Brown, E.T., 1980. *Excavaciones subterráneas en rocas*. Mc Graw Hill. México.
- Hustrulid W.A., 1982. *Underground mining Methods Handbook*. Society of Mining Engineers. New York
- Instituto Tecnológico Geominero de España. *Manual de Perforación y Voladuras de Rocas*. 1994, I.T.G.E segunda edición.
- Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea*. España 1991.
- Langerfors, U. 1976. *Técnica moderna de voladura de rocas*, Urmo S.A. de ediciones. España.
- Lopez Jimeno, C. 2007 *Ingeo túneles «ingeniería de túneles»*, E.T.S. de ingenieros de minas. E.P.M. S.A.. Madrid.
- Minnitt, R.C.A, 2004. *Cut-Off Grade Determination For The Maximum Value Of A Small Wits-Type Gold Mining Operation*, EN JSAIMM, South Africa.
- Ortiz Delgado, H. 1991. *Geología minera del oro de veta*. Diciembre
- Quintero, J. y Cuadros, M. 2003. *Diseño y planeamiento de la explotación de la mina El Zancudo en Titiribí*, TDG Ing. Minas y Metalurgia. Facultad de Minas
- Smith, G. C. 1985. *Selective mining and good grade control are key to Carlin Gold's success*. *Mining Engineering*. pp. 1293-1296
- Vargas G., J. y Castañeda G., M. 2003. *Informe de exploración geológica para la mina La Independencia*, primer semestre
- http://www.itlp.edu.mx/publica/tutoriales/produccion1/tema2_3.htm, consultado en 2006
- <http://www.iss.gov.co/Publicaciones/SEGURO%20164.pdf> consultado en 2006

