

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente
Cárls Besa.

Vice-Presidente
Cesáreo Aguirre

Directores

Aldunate Solar, Cárls
Avalos, Cárls G.
Chiapponi, Marco
Dorion, Fernando
Elguin, Lorenzo

Gallardo González, Manuel
Gandarillas, Javier
Harnecker, Otto
Lecaros, José Luis
Lira, Alejandro

Maier, Ernesto
Malsch, Cárls
Pinto, Joaquín N.
Vattier Cárls
Yunge, Guillermo

Secretario

ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Notas mineras (1)

Las patentes de minas en la mayor parte de nuestras zonas mineras no son empleadas conforme a las leyes. Hai un jeneral clamoreo entre los mineros a este respecto: los caminos, por ejemplo, no reciben la atencion a que la lei les da derecho, i en algunos casos su mala conservacion impide la explotacion provechosa de las minas.

Los fundidores, compradores de metales de cobre, abusan mucho del pretesto de la presencia de la atacamita para castigar en exceso la lei en cobre. En realidad, la atacamita no es tan abundante como parece i se confunde a menudo con la brocantita o sulfato básico de cobre que no se volatiliza en el procedimiento de la fundicion.

Allis Chalmers, la poderosa fábrica de maquinarias mineras de *Milwaukee*, Wisconsin, Estados Unidos, ha instalado una oficina en Santiago bajo la direccion del hábil ingeniero Mark R. Lamb. Nos congratulamos de este paso dado

(1) Esta seccion del BOLETIN está destinada a dar condensadamente noticias de interes jeneral en minería i a contestar las preguntas que se nos dirijan sobre esta materia, siempre que revistan bastante interes para los lectores del BOLETIN.

por esa compañía, que contribuirá a dar mas facilidades para la adquisicion de maquinarias a los mineros de nuestro pais i de Bolivia.

La estadística en todo órden del trabajo es necesaria para poder reducir los gastos. Sin estadística no puede llegarse al trabajo mas económico.

La dinamita no ha logrado sustituir en el pais a la pólvora negra. La primera produce doble efecto que la última i en muchos casos podria reemplazarla; pero no en todos, porque un tiro de dinamita cuesta hasta tres veces un tiro de pólvora i mas. Lamentable es, no obstante, que nuestros mineros no hayan visto la ventaja de la dinamita sobre la pólvora en donde las condiciones le son a aquella favorables, lo que ocurre en numerosísimos de nuestros distritos mineros. Téngase presente que la economía no solo está en el mayor efecto del esplosivo, sino en el menor número de taladros que hai que barrenar para obtener el mismo resultado, lo que significa una ganancia de tiempo.

El equipo de estraccion de la mina Nevada Hills, Estados Unidos, es digno de describirse. Al nivel del marco del pique, a 30 metros, está la máquina de estraccion de 150 H. P. movida por un motor eléctrico. Cada tambor, de 1.25 m. de diámetro por 50 cms. de cara, tiene capacidad para 600 metros de cable de 21 m. m. Podrá estraerse una carga, no equilibrada, de 4,000 kgs. a 180 m. de velocidad por minuto, compuesta de 300 metros de cable, con 600 kgs., un balde de vuelco automático de 40 piés cúbicos, en 1,000 kgs., una jaba con 400 kgs. i 40 piés cúbicos de metal, en 2,000 kgs. El cable tiene una carga de ruptura de 35 toneladas i puede levantar 7 en un coeficiente de bastante seguridad. Este equipo es igual en ámbas secciones del pique i trabajando juntos los dos baldes, la fuerza se reduce en 40% de 150 a 90 H. P. La casa de máquinas tiene tambien una compresora de aire Ingersoll-Rand que tiene una carrera de émbolo agregada de 400 metros a 100 libras de presion, suficiente para 15 perforadoras de 2½. «La compresora recibe la fuerza por cable. El pique tiene 3 compartimientos i está provisto de un collar o marco de concreto de 8 metros de altura que, ademas, constituye la fundacion para los montantes verticales del peinecillo por un lado i de los inclinados para las tolvas en el otro. El peinecillo es de acero, su altura es de 23 metros, pesa 28 toneladas i lleva dos poleas de 2.10 m. de diámetro. Delante del peinecillo hai una tolva de 300 toneladas, dividida en 2 secciones, una para metal i la otra para piedra, arregladas de modo que uno o los dos baldes puedan vaciarse en una u otra seccion. La tolva de piedra dispone de una compuerta para vaciar a un carro al nivel del marco del pique. La tolva de metal se descarga por compuerta lateral o una chancadora.

El polvo de los hornos de fundicion varia en cantidad con la clase del material fundido i del horno. Puede ser de ½ a 2% de la carga total en el horno de soplete.

Un concreto compuesto de una parte de cemento, 2 de arena i ¾ de aserrín da una superficie mui durable segun el *Engineering Record*; no así, una mezcla de 1 : 2 : 2, que, despues de pocas semanas, se pulveriza.

La bauxita es el principal mineral para la metalurjia del aluminio; su fórmula es $Al_2O_3 \cdot 2H_2O$.

La lixiviacion del cobre se dice que será empleada en grande escala en un distrito minero del pais, pero se ignora cuál será el procedimiento por usar. Se

cree que la solución de cobre será electrolizada, a fin de aprovechar las aguas madres ácidas en la disolución de nuevas cantidades de metal, economizando reactivos i aguas; como los metales no tienen sales solubles de fierro, cal ni aluminio, el líquido madre será bastante puro.

La obra de mano está encareciendo notablemente en Chile con motivo del incremento de las industrias i obras públicas que han absorbido los brazos de los obreros del país. Por esta razón, con salarios mas altos, se hace ahora mas palpable i se presenta con mas ventajas el empleo de los medios mecánicos de trabajo. Muchas minas que ahora no pueden trabajar sin máquinas, podrían obtener utilidades brillantes con el deliberado uso de ellas. No se olvide que el hombre puede ser reemplazado por la máquina en la mayor parte de los casos.

En ensaye del cobre en los bronces requiere el cuidado de la perfecta solución del cobre, la que es mas difícil que en los metales de color. Un método rápido i exacto de disolución consiste en tratar la muestra con 4 veces su peso de clorato de potasio i ácido nítrico en caliente.

El azufre i el cobre quedan así rápidamente disueltos i este método se aplica tambien por eso, al ensaye del azufre en los bronces i piritas. Si el azufre se ha aglomerado es difícil disolverlo lijero; pero haciéndolo hervir con ácido sulfúrico concentrado, que se origina a veces en cantidad suficiente en el ataque de los metales, suelta todo el cobre que se disuelve, con el ácido nítrico de la solución, i el azufre se funde tomando color amarillo.

Las vetas de estaño de Bolivia se encuentran principalmente en rocas traquíticas que atraviesan cuarcitas i areniscas silurianas i tambien en estas últimas. En Chile no se han encontrado estas dos formaciones juntas.

El adelanto en fichas, billetes o libretas, que todas son una misma cosa, por el trabajo de los obreros en las minas es un motivo constante de quejas de aquéllos, porque se reciben con fuerte descuento, cuando se cambian por dinero; i, en efecto, puede ser así, desde que la ficha, billete o libreta no es dinero sino un vale en mercaderías, como en ellas está inscrito. Con la ficha, billete o libreta el obrero está obligado a comprar en el almacén de la mina, obligación con que, podría decirse, paga el servicio de haber recibido un socorro anticipado por su trabajo. Hai que reconocer que la emisión de fichas produce una utilidad a la mina, sin explotar al minero, pero forzándolo a abastecerse en la pulpería de aquélla. Decimos que la utilidad se obtiene no por explotación del obrero, sino que por el provecho corriente que todo negocio de almacén reporta. La pulpería no es, en manera alguna, perjudicial al obrero; porque a mas altos precios de sus mercaderías, mayor es el costo de la vida i mayor el salario que la mina tiene que pagar; de ahí, que la mayor ganancia para la pulpería es pérdida para la mina. Distinto es el caso de arrendamiento del almacén o de almacén independiente; en el primero, la mina debe fijar los precios de venta; en el último, la pulpería solo puede existir con la voluntad de la mina, puesto que si ésta no tiene control sobre los precios, no podría tampoco tener fijeza en los salarios, i tendría que abrir una pulpería propia. Una pulpería estraña puede existir solo si la mina quiere recibirle las fichas en que aquélla recibe el valor de las mercaderías. En algunos minerales, por ejemplo, se reciben estas fichas con 20% de descuento, de lo que resulta que el minero que no compre en la pulpería de la mina tiene que pagar sus compras con un recargo tantas

veces mayor. Con esto se obliga al minero a que invierta sus fichas en la mina o se le castiga con el descuento en caso contrario. Este procedimiento no es atropellador, puesto que el operario al aceptar el trabajo de la faena tiene que someterse a las condiciones que se le imponen. El obrero que no sea capaz de guardar el dinero necesario para sufragar a sus gastos del siguiente mes o que no sea suficientemente serio i honrado para conseguir crédito por este tiempo, tiene que aceptar el uso de las fichas, que para él no significan perjuicio, mas que en el caso de no invertir las en la pulpería de la mina.

Las Escuelas de Minería del país están en vísperas de sufrir una reorganización de sus estudios, la cual es, sin duda, necesaria. La minería necesita de personas que tengan preparación minera, superior a la que se adquiere con la exclusiva enseñanza de la práctica en las faenas.

Creemos que las escuelas deben preparar laboreros de minas, beneficiadores de metales i con especialidad fundidores i concentradores; i además pensamos que a todos debe dárseles conocimientos bastante estensos de construcción i de máquinas. El laborero de mina debe saber mensurar siquiera a brújula, lo que en la mayoría de los casos sería suficiente; debe saber ensayar i debe tener conocimientos de mineralojía i de yacimientos metalíferos, aunque no los tenga de jeolojía jeneral. El beneficiador no solo debe saber ensayar, sino analizar los metales; sus estudios sobre máquinas eléctricas, etc., deben ser tan estensos como los del laborero, con lo que decimos que a los de este último debe dársele mucha atención. Pensamos que los estudios en nuestras escuelas de minas deben ir ampliándose a medida de las necesidades de nuestra industria i que por ahora, no deben ser tan estensas como los de las escuelas yankees, por ejemplo, i que la enseñanza sea tan corta como sea posible. Amoldar la enseñanza minera a las condiciones del trabajo de nuestra minería es un problema que requiere bastante estudio, a fin de que los educandos adquieran los conocimientos simplemente necesarios.

El transporte en carretas es mas económico que a lomo de mula. Una carreta con 6 mulas puede llevar 3 toneladas con la misma velocidad que una tropa. Una mula no carga mas de 150 kilogramos. El costo diario orijinado por una carreta en Chuquicamata, por ejemplo, es el siguiente: (7 mulas)

½ sacco de cebada (96 kgs).....	\$ 7.00
½ fardo, (30 kgs.) de pasto aprensado del Sur.....	5.00
210 litros de agua a \$ 4 la tonelada.....	0.80
Sueldo del carretonero.....	7.00
Compostura de la carreta a \$ 60 mes, en 25 días.....	2.40

\$ 22.20

En caminos tan malos como los de la jeneralidad de nuestras minas, las carretas debieran llevar resortes para reducir las quebraduras de los ejes i de las ruedas.

El aceite de mina es consumido por el minero a razon de 1.2 litros por semana. Cuesta de \$ 0.80 a \$ 1.50 en nuestras minas.

Un escojedor de granzas de tamaño entre 10 cms. i 3 cms. escoje de 500 a 1,000 kgs. por jornada, sin medios mecánicos de trabajo, teniendo que levantar la piedra i el metal a pala o en tarro, siempre que la cantidad de metal i de broza esten en proporcion aproximada de 1 a 2. De granzas entre 2 i 6 cm. escoje la mitad i su costo será, pues, doble. Resulta así el costo de escojido entre \$ 10 a \$ 20 la tonelada. Con dispositivos apropiados podria reducirse mucho.

Los martillos barrenadores pesan 3,7 kgs. (8 libras). Este es el peso mas ventajoso. El ojo del martillo debe ser elíptico i no circular, a fin de que el mango ajuste bien. Los martillos para chancar sentados en la cancha deben pesar solo 1.25 kgs. (5 lbs.), i para chancar de pié se usa el de 3,7 kgs. Siempre debe tratarse de que el chancador trabaje de pié, distintamente de la costumbre jeneral de chancar sentado para que el efecto sea mayor. Para quebrar los grandes trozos o colpas se usan martillos de 4 a 5 kgs. La punta del martillo debe ser pequeña a fin de que no se produzca mucho llampo.

Las escaleras de patilla o de un palo, tan usadas en nuestras minas, deben hacerse de madera de 10 x 10 cms. de escuadría i las *patas* o peldaños, a distancia de 22 cms. si son para apirear i de 25 cms. si son para el tráfico. Debe usarse una madera poco astillosa, como el roble o el pino.

Las escaleras huesilleras se hacen con largueros de 5 x 7,5 cms. o de 7,5 x 10 cms. Si se emplean peldaños de fierro, debe cuidarse que no sean de acero que se quiebra sin doblarse, lo que no sucede con el fierro. Las barras de fierro pueden ser de 21 mm. ($\frac{7}{8}$ " de diámetro, que son de suficiente resistencia i no dan gran peso a la escalera.

El acero para barrenos es de 21 mm. ($\frac{7}{8}$ " de diámetro. Este es el mas conveniente. El acero para cucharas es de ($\frac{1}{2}$ " 12 mm. i el acero para atacadores, de ($\frac{3}{4}$ " 18 mm. El acero para brocas a dos manos tiene ($1\frac{1}{4}$ " 31 mm., i el de brocas de *segunda*, a una mano, tiene (1" 25 mm.

Los capachos para apirear se hacen de cuero de buei. De un cuero pueden hacerse dos, con sus arciales, i tres capachos redondos, sin *coletos*, para tornos i poleas o para la llenadura de los baldes en las canchas de los piques de estraccion.

Las guías de mina se venden en cajones de 16 paquetes, con 25 rollos cada uno. Cada rollo tiene mas o ménos 5.40 m. (18'); i en cada tiro se gastan alrededor de (2') 60 cms.

Estudios Jeolójicos i Mineralójicos del Desierto i Cordillera de Atacama es el título de una obra que acaba de publicar la Sociedad Nacional de Minería. Su autor es el ingeniero don Francisco José San Roman i ha sido publicada bajo la vijilancia del jeólogo e ingeniero don Lorenzo Sundt. Su material es bastante interesante por las informaciones que suministra sobre la jeología i mineralojía de numerosísimas minas i por las indicaciones que da sobre yacimientos abandonados i olvidados que hoi pueden valer. Este libro está destinado al explorador del Desierto i al minero, que podrá encontrar muchos datos sobre lo que su mina ha sido en la época de la visita del autor i sobre las expectativas que ofrecia i condiciones de trabajo en que se encontraba. Trae la obra algunos informes de minas, como el de Chañarcillo, Punta Brava, Cerro Gordo i La Coipa, por San Roman; de Caracoles, por J. Vitriarius i otros.

Una clasificacion ventajosa del metal en una mina puede hacerse con harneros de claros de $2\frac{1}{2}$ " $\frac{1}{2}$ " i $\frac{3}{4}$ "; el material mas fino es costoso escojerlo a mano i se considera como llampo en muchas minas.

La colocacion de los harneros en un peinecillo es hácia afuera, en el sentido en que se vácia el metal; un buen harneado se consigue colocando los harneros con inclinacion contraria; pero en un peinecillo esta posicion es de difícil realizacion; sin embargo, para conseguir el mismo efecto que con esta posicion, con la inclinacion contraria, basta poner, frente a la parte superior de los harneros, una plancha de fierro de 1" de grueso, formando ángulo recto con los harneros, la cual obliga al material a chocar con éstos con el mismo efecto que si estuvieran inclinados en sentido inverso. Este dispositivo es mui importante porque la clasificacion es mucho mas perfecta i, cuando no hai suficiente desnivel, los harneros pueden hacerse mas cortos con la economía consiguiente de instalacion.

Billetes i no fichas usan algunas compañías mineras para dar vales de almacén a los operarios. Los primeros se despedazan mas fácilmente que las últimas, i de este modo las compañías ganan mas por la destruccion de los vales.

La llenadura de sacos metaleros (70 a 80 kgs.) con llampos o granzas puede hacerse por un hombre a razon de 150 por jornada de trabajo.

La dinamita es todavía mui cara en Chile. Ahora que, además del salitre, tenemos como materia prima para su fabricacion el ácido sulfúrico, mas valdria la pena intentar la implantacion de esta industria en el país. El cajón de dinamita vale en nuestros puertos principales £ 2 15 s. mas o ménos. En 1910 se internaron al país 1.298,950 kilogramos de este esplosivo. Si se fabricara en el país i se vendiera a menor precio, su consumo aumentaria sin duda, porque en las minas se usa este esplosivo en mucho menor cantidad que la pólvora.

Las guías de cable son de económica instalacion, permiten economizar espacio; su colocacion es rápida; pero su flexibilidad obliga a dejar bastante juego entre las paredes i los baldes. Se pueden usar 2, 3 o 4 guías por balde. Los baldes pueden unirse a las guías por polines de garganta o por anillos de bronce de dos partes, de eje vertical. Un inconveniente de estas guías es la sobrecarga que resulta sobre el peinecillo, inconveniente que, como el de la flexibilidad, aumenta con la hondura. Así un sistema de guías de 4 cables con peso de 4 kgs. por metro, para 600 m. de hondura, con un peso tensor de 1,000 kgs. por cable, ejerce sobre el peinecillo un peso de 27,200 kgs. que obliga a construir este último con una resistencia proporcional. Estas guías no permiten para caídas eficaces i la gravedad puede producir la rotura de los cables.

Las ruedas hidráulicas se emplean para mover las máquinas de estraccion de las minas. El método no es perfecto, pero aplicable con provecho en casos de minas pequeñas i en casos provisorios. Hai ruedas hasta de 12 m. de diámetro, la velocidad de estraccion llega hasta 1 m. por segundo. Para mayores velocidades se usan las turbinas, cuyas velocidades se reducen por engranajes. Las ruedas Pelton se aplican también para grandes alturas de saltos. El método mas perfeccionado de aprovechamiento de la fuerza motriz emplea dinamos i motores eléctricos.

La máquina de Coignet se usa en algunas minas para la estraccion de la saca a poca profundidad, como el torno. Consta de un tambor de eje horizontal con un cable i dos capachos. La saca se levanta con el peso del operario que

desciende en el capacho vacío. Este aparato sustituye con ventaja al capacho en la espalda del apir, porque el hombre por cada viaje del capacho, sube sin carga, lo que se levanta por el trabajo de la gravedad. Esta máquina es mas ventajosa que la extraccion a espalda de apir, pero no puede competir con el torno, ya simple o de engranaje, sobre todo para profundidades de mas de 10 metros, porque es ménos fatigoso el trabajo de mover la manivela del torno que el de viajar por escaleras de abajo hácia arriba. La máquina de Coignet, fácil de realizar con un torno, puede usarse en los primeros metros de perforacion de piques.

Púquios es palabra de orijen quichua, con que se designa la clase especial de vertiente o fuente de agua clara que brota en terreno plano. De este orijen son los nombres de Púquios de varios lugares en nuestro pais.

El costo de produccion del carbon en nuestras minas del Sur oscila alrededor de \$ 10 moneda corriente la tonelada. El precio de venta es alrededor de \$ 16 de 18d., o sea de \$ 25 papel.

El vuleo automático de roca i mineral alternativamente de un mismo balde de extraccion exige dispositivos especiales. Webb Smith, administrador de la mina Kennedy, de California, ha resuelto este problema descargando la piedra debajo del punto de descarga del mineral por medio de rieles curvos que puedan quitarse i ponerse.

Tres relevos, turnos, cuadrillas o mitas de operarios en las 24 horas no se emplean en las minas a ménos que el tiempo sea mui escaso, como en las minas de cordillera, de temporada, i que los gastos de la explotacion sean mui fuertes. En tres mitas, los obreros trabajan a lo mas $7\frac{1}{2}$ a $7\frac{3}{4}$ horas en vez de 8; i aquellas se suceden sin intervalo en el trabajo, haciéndose así una ventilacion defectuosa, inconveniente para el buen rendimiento del trabajo. Necesítase una diestra administracion. Con dos relevos, es costumbre que las cuadrillas se sucedan con intervalos de 2 a 4 horas. En ciertos casos esto no es ventajoso. En rejiones cálidas es mejor que el operario duerma de noche i entónces una cuadrilla debe entrar inmediatamente despues que salga la anterior, a fin de que el trabajo termine a mas tardar a media noche. El sueño no diurno es mas eficaz para el obrero. Con este sistema hai que atender con cuidado a la buena ventilacion.

Los linderos de pertenencias mineras pueden construirse imborrables, haciendo un hoyo de un metro cuadrado i de igual o mayor profundidad en el terreno, en el cual se marca el punto que corresponde al vértice, i construyendo despues el mojon con cualquier material. El hoyo no puede destruirse como el mojon mismo.

Administradores mal remunerados es mui grave i frecuente error de las empresas mineras. El administrador debe percibir una entrada que lo deje satisfecho, porque solo así podrá desarrollar todas sus enerjías. Cuando se fija la renta de un administrador no deben buscarse en ella la competencia de la persona sino la persona a que la renta satisfaga. Un hombre mui competente, pero descontento, es ménos útil que un hombre contento en su puesto, aunque de ménos saber. Economías de pocos cientos de pesos en sueldos son absolutamente falsas i perdidas por un administrador descontento.

El oro se asocia de preferencia al cobre que al fierro en las vetas. Si deba-

jo de la zona del oro nativo se presentan sulfuros de fierro i sulfuros de cobre, éstos tienen mas lei en oro que aquéllos.

Las vetas de oro son en jeneral mas inconstantes que las de cobre; mui a menudo el oro desaparece a pequeña hondura. Conviene, por esto, que la exploracion de una veta de oro sea mas cuidadosa i estensa que lo es en las de cobre; i es mui interesante reconocer con la mayor rapidez la zona de los sulfuros, a fin de saber qué carácter i lei presenta el oro en ellos incluido para proyectar un método jeneral de beneficio. En muchos casos los planteles para beneficiar el oro nativo quedan inutilizados para el tratamiento de los minerales sulfurados refractarios.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de Minas.



Produccion de estaño en Bolivia

Los datos oficiales que se tienen sobre la produccion en los meses transcurridos del presente año, solo abarcan la correspondiente al primer trimestre del año.

La produccion esportada en ese período ascendió a 8,819 toneladas en concentrados de estaño, denominados *barrilla*, de 60 a 65% de contenido fino de estaño.

Esa produccion fué menor en 1,269 toneladas que la correspondiente a igual período del año anterior, disminucion atribuida a las fuertes lluvias sufridas en el presente año que entorpecieron los caminos.

La produccion proviene de los tres departamentos mineros de Bolivia, de la altiplanicie, i se distribuyó así:

Potosí.....	5,344 toneladas
Oruro.....	2,938 »
La Paz.....	537 »
<hr/>	
TOTAL.....	8,819 toneladas

La fuerte produccion en que aparece Potosí se debe principalmente al distrito de Uncia, que contiene las famosas empresas mineras de Patiño i Llallagua que produjeron 3,163 toneladas en ese período.

El distrito de Uncia es mas accesible i está mas vinculado a Oruro que a Potosí, pero acaso por tradicion forma parte del segundo Departamento.

A pesar de este principio del año, la produccion del actual como en el anterior, ha alcanzado a 40,000 toneladas de barrillas, o, en otros términos, a

25,000 toneladas de estaño fino; o sea a la cuarta parte de la producción mundial apreciada en poco más de 100.000 toneladas.

No se ven próximas expectativas de aumento considerable en la producción boliviana.

Están ya en producción considerable i desde hace tiempo los distritos mineros conocidos por su excepcional riqueza, Uncia, Huanuni, Oruro i favorecidos por la alta ley de sus minerales i su proximidad a los Ferrocarriles.

En ellos está constituida ya una verdadera industria con la aplicación de los elementos más modernos de trabajo, motores perfeccionados, etc., etc. Es posible que ellos aumenten algo su producción, pero no en proporción considerable.

Se encuentran sin duda en el país muchos otros yacimientos estaníferos, sin trabajo, pero de ley inferior a los que se explotan i en sitios propiamente inaccesibles.

Tardará mucho tiempo antes de que el progreso jeneral pueda llegar hasta ellos i los haga productivos.

De una manera jeneral debe considerarse que el obstáculo más grave que se opondrá al aumento de la producción está en la escasez de la mano de obra.

Hoy día se está en Bolivia al límite.

No hay ya los suficientes para los actuales trabajos i, por consiguiente, sería imposible adquirirlos por los que se intentará iniciar. El jornal de un regular operario de minas es de 3 bolivianos de zod., equivalente al que goza un trabajador en nuestras salitreras.

La idea de traer inmigración para los trabajos mineros sería absurda. Excepción hecha de los habitantes del Tíbet, no hay otra raza en el mundo que pueda avenirse la rigidez del clima de la altiplanicie boliviana.

Fracasó lamentablemente un intento de traer japoneses a Collahuasi.

Luego el reemplazo de la mano de obra por maquinaria es obra de dinero, elemento de que no siempre se dispone para emprender nuevos trabajos.

Sin duda, con la conclusión del Ferrocarril a Potosí (hoy en activo trabajo) vendrá algún aumento en la producción, pero por los datos que se tienen no será ese aumento de mucha importancia.

Apreciada hoy la producción anual de Bolivia en 40,000 toneladas de barrilla, acaso en el trascurso de dos años alcance a cincuenta mil.

Volviendo a la producción del trimestre de que nos ocupamos, i en el que la cotización en Londres ha sido en término medio de £ 190,000, se puede estimar que el valor de la tonelada de barrilla en los puertos de embarque, de ley de 60%, fué de £ 90.

La cantidad de 8,819 toneladas producida i esportada habrían valido £ 793,000.

Supuesto en £ 90 el valor de la tonelada de barrillas en la costa, i en £ 55 el importe de su producción i fletes hasta el Pacífico, se tendría la diferencia de £ 35 para corresponder a la utilidad por distribuir entre sus diferentes productores, o sea, en el trimestre £ 308,663.

De esta cifra, por lo menos la mitad corresponderá a la producción que hace el señor Patiño i el resto se dividirá hoy entre las empresas de Charalque (Aramayo), Potosí (Sioux), Llallagua, Avicaya, Totoral, Huanuni i Oruro.

La produccion espresada da una suma de mas de £ 3.000,000 al año, o sea un equivalente al 20% de la de nuestro salitre.

Oruro, 1.º de agosto de 1911.



La dinamita comparada con la pólvora

Sabido es el poco incremento que en nuestras minas ha tenido el uso de la dinamita como explosivo i que la pólvora negra a este respecto continua ocupando el primer lugar.

Aparte de los casos en que el uso de la pólvora está indicado, por el alto precio de la dinamita, ésta no ha entrado a reemplazar a aquélla en las rejiones en que su precio la hace ventajosa.

Nuestros mineros solo usan la dinamita donde la pólvora no puede aplicarse con éxito i es en los casos que siguen: 1.º en trabajos en el agua, 2.º en rocas agrietadas en que la fuerza explosiva insuficiente de la pólvora, se pierde por las grietas de la roca i 3.º en rocas mui duras en que la accion de la pólvora es insignificante.

Creo que, como razon para explicar el poco uso de la dinamita o su ninguna aplicacion en condiciones de trabajo que no quedan cubiertas en el acápite anterior, puede darse el desconocimiento por parte de nuestros mineros del empleo de este explosivo.

Evidentemente un tiro de dinamita no debe cargarse ni trazarse como uno de pólvora. El barretero dice que la pólvora produce grandísimo efecto donde la dinamita solo arranca un trozo compacto de roca de menor dimension, efecto, el último, natural con grandes cargas de dinamita. Para esplicarse este hecho debemos recordar la diferente fuerza explosiva de ámbas sustancias; la pólvora es un explosivo lento, *deflagrante*, en tanto que la dinamita es un explosivo violento, *detonante*, que obra con mucha mayor rapidez. El efecto del diferente tiempo de esplosion de estos explosivos, puede compararse al efecto del choque sobre un vidrio, de una piedra lanzada con la fuerza del brazo i de un proyectil arrojado con un revólver: la piedra, comparable a la pólvora, de lenta accion, rompe el vidrio i lo parte en direcciones radiales, al paso que la bala solo abre el orificio que atraviesa, dejando el resto del vidrio entero, a igual que la dinamita en fuerte carga, obrando en un tiro. Para despedazar el vidrio con la bala hai que aumentar el grueso de aquél, del mismo modo que para el buen efecto de la dinamita hai que hacer taladros mas profundos que para pólvora, o disminuir la carga explosiva en tiros de poca longitud. Así se consigue una economía con la menor cantidad de dinamita i con el mayor efecto que ella produce.

Un tiro para dinamita debe, pues, ser mas hondo que para pólvora o llevar ménos carga con igual longitud. De este modo la violencia i rapidez de accion de aquélla se absorbe i transforma en efecto útil, en tanto que con una

carga excesiva, la rapidez i la fuerza de esplosion son tales que la accion no alcanza a hacerse sentir mas que en las vecindades del barreno, i grandísima parte de la fuerza se pierde en la velocidad imprimida a la pequeña porcion de material arrancado.

Trazar un tiro mas a cuerpo de cerro o *agarrarlo* mas, en términos de barretero, no produce con la dinamita mayor efecto que con la pólvora, pues el producto de la esplosion será siempre el que rodea al taladro i que será espulsado en direccion de su boca, a ménos que el taqueo de la carga se haga con fuerza extraordinaria para evitar los *bocazos*.

El puñto de la cuestion está en trazar tiros mas hondos o, en contrario, en cargarlos con ménos dinamita.

F. A. SUNDT,
Injeniero de Minas.



Datos para la busca del Vanadium en Bolivia (1)

Desde que el vanadium se emplea con ventaja en la siderurjia, su demanda, en los mercados europeos, ha seguido una escala ascendente tan rápida que sus cotizaciones han alcanzado alzas considerables i ha llegado a ser apreciado como el metal del porvenir.

Es en vista de la importancia que dia a dia va tomando el vanadium i en la posibilidad de que él exista en Bolivia, que las miradas de los exploradores mineros deben dirigirse a este nuevo campo que presenta la industria extractiva al desenvolvimiento de los capitales destinados á desarrollarla, i es con el objeto de facilitar la busca de ese precioso mineral en nuestro suelo, que apuntamos los datos mas precisos que puedan servir de guia a dicho fin.

Caractères Físico-Químicos.—El vanadium, cuya densidad es de 3.5, i su peso atómico de 51.300, es un metal blanco mui frágil i que arde al calor rojo. Se lo estrae de algunos minerales raros de Rusia, Suecia i Méjico, donde se presenta en estado de vanadato de plomo (vanadina) i de vanadato de cobre (volborita). En el Perú, en las minas de Minasragra se presenta en el estado de sulfuro vanádico (riso-patronita), cuyos caractères principales son los siguientes: peso específico—2.456; dureza—3.5, completamente amorfo; brillo metálico en la fractura reciente que se pierde al contacto del aire; color gris de plomo que al aire oscurece.

Descubrimiento i aplicaciones del Vanadium.—Este metal fué descubierto en 1801, por Del Rio, en Zimpam (Méjico), quien le dió el nombre de *erictronium*, sin que, en ese entónces se le hubiera dado aplicacion alguna, razon por la que durante varios años quedó olvidado en la esfera industrial. En Suecia lo descubrió el químico Sefstroem en 1830, i estableció su naturaleza química, dándole el nombre que hoi lleva. Por mucho tiempo aun quedó sin

(1) Tomado del Boletín de la Oficina Nacional de Estadística, La Paz, Bolivia.

aplicacion industrial alguna, hasta que se le utilizó en la preparacion del negro de anilina, industria que por su propia naturaleza, demanda poco consumo del óxido vanádico.

Los vastos cuanto rápidos progresos de la siderurgia, cuyo principal objetivo es el de llevar a la perfeccion posible la fabricacion del acero, han hecho que, despues de largas i costosas tentativas, se emplee el vanadium en la preparacion ventajosa de ese gran elemento del progreso humano. Es debido a esa aplicacion que se ha dado al vanadium, que su consumo ha aumentado tan poderosamente al extremo que su actual produccion alcanza a cubrir apénas, una décima parte de su demanda mundial.

Son pocas las minas de vanadium conocidas actualmente i entre ellas, una de las principales es la que se encuentra en el Perú, en el lugar llamado Minasrragra, en el distrito de Huailay de la provincia de Pasco, en sus confines con el distrito de Checras de la provincia de Chancay, minas que nos servirán de fuente para esta informacion.

Jeolojía.—La formacion jeolójica de la rejion indicada, la describe el Ingeniero de Minas, señor José J. Bravo, de la siguiente manera:

«La jeolojía de la rejion entre Quisque i Minasrragra se puede reducir a una fórmula mui sencilla: una poderosa formacion sedimentaria ha sido plegada en una sucesion de anticlinales i sinclinales regulares, cuya direccion media es la misma que la de la cordillera. Correspondiendo a la bóveda destruida de uno de los anticlinales, está el Valle de Quisque; en la misma posicion respecto al que le sigue por el occidente, está la zona occidental de la depression, donde se halla Minasrragra; el sinclinal intermedio corresponde a la zona oriental.

En medio de esta formacion han aparecido rocas eruptivas que se muestran como dykes i macizos de pequeña estension, que representan probablemente *laccolitos* o cuellos volcánicos.

La base de las rocas sedimentarias está constituida por una formacion de calcáreas azuladas i oscuras, en bancos gruesos, cuya potencia visible se puede estimar en 400 a 500 metros, i cuyos afloramientos se observan en la ladera occidental del Valle de Quisque; estas calcáreas constituyen por entero la cadena oriental, por lo ménos en la parte que corresponde al Valle.

Sobre ésta reposa un grueso conjunto de margas de colores variados, entre los que domina el rojo, por lo cual las designaré en globo con el nombre de margas rojas, que contienen intercalados lechos delgados de calcárea arcillosa i, en su parte superior, algunos de arenisca; estas margas forman todo el fondo de la depression comprendida entre las dos cadenas.

La cadena occidental está formada por otra sucesion de calcáreas a veces bituminosas, cuya potencia, estimada en vista de la altura máxima de la cordillera sobre el fondo de la depression, sobrepasa de 400 metros.

Por los fósiles encontrados en una de las capas calcáreas intercaladas entre las margas rojas, he podido determinar que su edad corresponde al período cretáceo.

Las rocas eruptivas aparecen, como he dicho, en formas de dykes i de masas cupuliformes de pequeña estension i seccion trasversal elíptica o circular.

Atendiendo a la naturaleza de la roca que los forma, a las condiciones del yacimiento i a sus relaciones, se dividen naturalmente los dykes en tres sistemas distintos: el primero, comprende dykes de una roca traquitoide mui ácida, de color blanco o gris mui claro, de potencia variable entre cinco i cincuenta metros, que corren en casi todas direcciones. Estos dykes se encuentran en todas partes, desde las inmediaciones de Quisque, pero son mas abundantes en la cuenca del norte de la zona occidental, particularmente en Minasrragra.

El segundo sistema esta formado por filones de una roca anfibólica, mas básica que la anterior, de color plumizo o verdoso oscuro, que corren paralelamente a la cordillera. Sólo he observado este sistema en la zona occidental de la altiplanicie; allí, al oeste de Minasrragra, corre un dyke que corta a todos los del primer sistema, i mas al sur existen varios mui próximos entre sí, i a veces de potencia superior a cien metros.

Los dykes del tercer sistema se presentan interestratificados en las margas rojas, a las cuales metamorfinizan; son jeneralmente mas delgados que los anteriores, pues su potencia rara vez llega a 5 o 6 metros, i deben existir en gran número, a juzgar por los que he visto en un pequeño trecho del barranco formado por el arroyo que desagua la cuenca del sur.

De las masas cupuliformes, cuellos volcánicos o laccolitos, sólo he observado tres: una en la parte sur de la cadena intermedia, que forma el cerro Maritacama; otra, cerca del extremo norte de la misma cadena, que constituye la mayor parte de las lomadas de Pacaclancha; i la tercera, en medio de la zona oriental de la depresion. Las tres estan formadas por la misma especie de roca, que presenta a la simple vista grandes analogías con la de los dykes del primer sistema.

Ademas de las plegaduras del terreno de que he hablado anteriormente, que constituyen el rasgo mas saliente de la estructura de la comarca, hai otro accidente jeolóxico secundario, pero de no menor importancia para nosotros, porque ha tenido lugar precisamente en la zona occidental de la depresion, donde están situados los yacimientos. Este accidente consiste en una dislocacion de las capas que formaban la bóveda anticlinal a que esta zona corresponde, que ha producido en las margas que las constituyen una serie de pliegues pequeños i de gran complicacion, dirigidos en todo sentido, i gran número de fallas i de pliegues-fallas, longitudinales i trasversales de amplitud variadísima que ha trastornado por completo la disposicion primitiva de las capas, hasta el punto que hoi seria absolutamente indeterminable su órden de superposicion i sus relaciones contra las rocas, si no se pudiera observarlas mas que en este sitio. Esta dislocacion parece posterior a los dykes del primer sistema, que se encuentran separados en fragmentos, i ha sido mas enérgica, o por lo ménos ha dejado sentir mas sus efectos, en el límite occidental de la zona, donde las capas de las margas parecen hundirse bajo las calizas de la cordillera principal.

Científicamente comprobado está que la constitucion jeolójica de la cadena Andina, en toda su estension, desde el Istmo de Panamá hasta el Estrecho de Magallanes, i mui particularmente en la rejion comprendida entre los 0° i 23° de latitud sur, lleva un carácter, si nó de total uniformidad, al ménos de similitud i analogía en su formacion, razon por la que la semejanza de mi-

neralización en todo el desarrollo de los Andes, es en extremo remarcable. Así vemos que en la cordillera de Pasco se encuentran las mismas formaciones arjentíferas que en distintas formaciones de Bolivia, teniendo sus vetas una casi igual potencia i semejantes rumbos. La composición íntima misma de los minerales encierra semejanzas en sus elementos componentes. Existen puntos de contacto en las sinclinales i anticlinales que siguen i en su dirección, que es casi siempre paralela al eje de su formación.

Algunos detalles de los yacimientos vanádicos de Minasrragra. — El Mineral de Minasrragra, en el que al principio se hacia la explotación por carbon, para utilizarlo en la fabricación del coke, fué denunciado i abandonado varias veces, por la mala calidad del combustible contenido, la falta de afloramientos corridos i otras condiciones desfavorables, hasta que el señor Riso Patron, Injeniero del último propietario señor E. Fernandini, al indagar mediante el análisis químico la naturaleza de una masa mineral estraña que se presentaba en el carbon, descubrió que dicha masa era formada por el vanadium en una alta proporción. Es con este motivo que se cambiaron los trabajos de explotación del carbon por los del vanadium, i el descubrimiento dió lugar a que los antiguos peticionarios suscitaran algunas cuestiones sin resultado alguno i se ordenara el estudio oficial de esa rejion. Resumimos del informe de ese estudio los siguientes párrafos, que no carecen de importancia.

Los afloramientos vanádicos se encuentran en medio de las margas rojas, en los sitios en los que las perturbaciones producidas por la dislocación secundaria son mas notables i en las que los dykes se cruzan en todas direcciones i en gran cantidad.

El afloramiento vanádico en cuestion se presenta entre las fallas que pertenecen a un yacimiento irregular de *Asfaltita*, cuya dirección es de N. a S. con pequeña inclinación al O., cubierto por capas de margas i calcáreas con presencia de apósis. Esta asfaltita es mui rica en carbono i pobre en materias volátiles, presentándose impura, quebrada i alterada por acciones metamórficas que en algunos sitios la han trasformado en un verdadero coke. Es en la parte superior interna de este material que aparece el mineral vanádico bajo la forma de masas compactas de un color oscuro, con los caracteres físico-químicos ya enuncionados i cuyo análisis ha dado los siguientes resultados:

Sílice.....	22.22
Fierro.....	1.98
Alúmina.....	8.32
Vanadio.....	15.36
Azufre.....	41.81
Cal.....	0.33
No determinado (carbón).....	9.98
	<hr/>
Total.....	100.00

El contenido en vanadio metálico corresponde a una lei de 24.42% de ácido vanádico.

Por acciones secundarias operadas por el agua en las zonas calcáreas i las margas, el vanadium se ha depositado en superficies mas o ménos estensas i discontinuas, de una manera casi superficial, como lo demuestra su estension en un socavon de 60 metros practicado en estas minas i del cual se desprende abundante hidrójeno sulfurado que manifiesta la intensidad de las reacciones que tienen lugar en el interior de la masa mineral.

De lo anteriormente espuesto resulta que, «los depósitos vanadíferos de Minasrragra están constituidos por yacimientos de Asfaltita i Risopatronita central i por la aureola de productos de oxidacion que lo rodea.

Conclusion.—Indicados en lo posible los caractéres del vanadium, su historia de descubrimiento, sus útiles aplicaciones en la siderurjia, la geología de su formacion i los yacimientos que lo contienen en los minerales de Minasrragra, no dudamos que estas pequeñas anotaciones sirvan de mucho en guiar a los industriales que quieran dedicarse a buscarlo en Bolivia, donde su existencia es posible.

Ponemos además en conocimiento de los industriales mineros que la Direccion Jeneral de Estadística i Estudios Jeográficos, a cuyo Director, señor Manuel V. Ballivian, se debe la primera campaña abierta en favor del vanadium i su busca en el territorio de la República, suministrará mas estensas informaciones a la vez que manifestará muestras del mineral, que con este objeto las pidió del Perú.

La Paz, 1.º de junio de 1911.

P. ANICETO BLANCO,
Ingeniero Jefe de Seccion.



Ensaye del azufre industrial

En el azufre comercial se determina la humedad, la ceniza i el azufre. Para dosar la humedad se calientan 100 gramos de azufre, mas o menos, sin molerlo, a 100°C hasta obtener peso constante. Para dosar la ceniza se queman 10 gramos de azufre en una cápsula de porcelana tarada i se pesa el residuo.

El azufre puede determinarse por diferencia de peso en esta última operacion, pero es mas exacto el método siguiente: Se tratan 50 gramos de la muestra en exámen con 200 gramos de sulfuro de carbono en un vaso cilindrico, largo y cerrado, se determina la temperatura t i el peso específico s de la solucion, el cual se reduce al peso específico a 15°=S mediante la fórmula siguiente, que es válida hasta 25°C:

$$S = s + 0.0014 (t - 15^{\circ})$$

Con el número S i la tabla que se acompaña se determina la cantidad centesimal de azufre en la olucion obtenida, i esta cantidad multiplicada por 4 dará el % de azufre puro en el azufre sometido al ensaye:

SOLUBILIDAD DEL AZUFRE EN EL SÚLFURO DE CARBONO A +15°

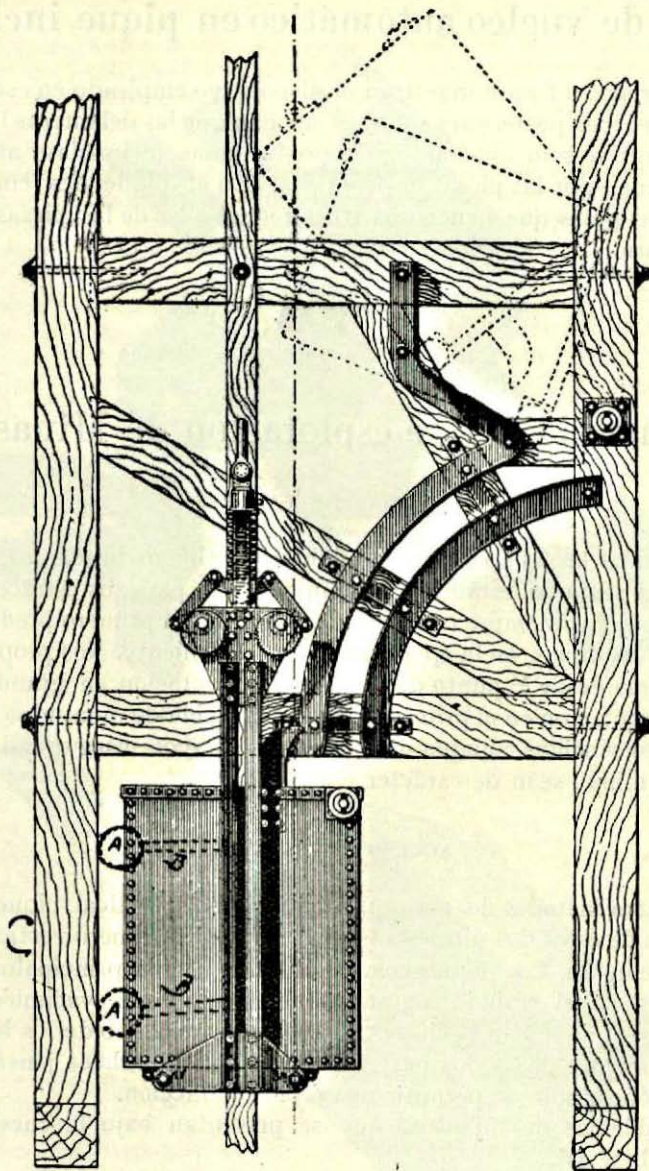
<i>P. sp.</i>	<i>Azufre %</i>	<i>P. sp.</i>	<i>Azufre %</i>	<i>P. sp.</i>	<i>Azufre %</i>	<i>P. sp.</i>	<i>Azufre %</i>
1.271	0	1.304	8.0	1.343	17.4	1.373	26.5
1. 72	0.2	1.306	8.5	1.345	17.9	1.374	26.9
1.273	0.4	1.308	8.9	1.347	18.4	1.375	27.4
1. 74	0.	1.310	9.4	1.349	18.9	1.376	28.1
1.275	0.9	1.312	9.9	1.350	19.0	1.378	29.0
1. 77	1.4	1.314	10.4	1.352	19.6	1.379	29.7
1.279	1.9	1.316	10.9	1.354	20.1	1.380	30.2
1.281	2.4	1.318	11.3	1.356	20.6	1.381	30.8
1.283	2.9	1.320	11.8	1.357	21.0	1.382	31.4
1.285	3.4	1.321	12.1	1.359	21.5	1.383	31.9
1.287	3.9	1.323	12.6	1.360	21.8	1.384	32.6
1.289	4.4	1.325	13.1	1.362	22.3	1.385	33.2
1.291	4.8	1.327	13.5	1.364	23.0	1.386	33.8
1.292	5.0	1.329	14.0	1.366	23.6	1.387	34.5
2.293	5.3	1.331	14.5	1.367	24.0	1.388	35.2
1.295	5.8	1.333	15.0	1.368	24.3	1.389	36.1
1.296	6.0	1.335	15.4	1.369	24.8	1.390	36.7
1.298	6.5	1.337	15.9	1.370	25.1	1.391	37.2
1.300	7.0	1.339	16.4	1.371	25.6		
1.302	7.5	1.341	16.9	1.372	26.0		saturado.



Balde de vuelco automático

Presentamos aquí los datos para construir baldes de vuelco automático en pique vertical con guías de cable. El dibujo representa uno de estos baldes en guías de madera. Para el caso de guías de cable se usarán, no los patines o correderas de la figura que se balan sobre la madera, sino 4 a 6 ruedas de garganta, en 2 o 3 pares por costado, que encierran al cable en ellas i ruedan en su camino. Este sistema tiene por objeto evitar el fuerte rozamiento que originarian los patines del dibujo en las guías. Otro dispositivo de que debe ser provisto el balde sobre guías de cable son dos pares de ruedas (A, A) fijadas por piezas (B, B) al aro central, que lleva las ruedas de las guías. Estas ruedas (A, A) deben rodar sobre piezas fijas de madera (C) en el peinecillo, colocadas solo en la parte en que tiene lugar el vuelco, i su objeto es impedir que el balde oscile lateralmente en las guías de cable, que no tienen la tensión necesaria. En las demas posiciones del balde i en su camino por el pique los rodillos A no tienen uso i se encuentran libres. Creemos que estos datos son suficientes para construir baldes de este sistema.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de Minas.



BALDE PARA METAL I AGUA.

Balde de vuelco automático en pique inclinado

Las figuras del frente muestran el dispositivo empleado en este caso. Nótese que las ruedas posteriores son mas anchas que las delanteras i que debido a este dispositivo sólo aquellas siguen por las guías inclinadas, mientras que las otras ruedan por las piezas horizontales. En el pique, las cuatro ruedas corren por las guías que tienen una trocha igual a las de las piezas horizontales de la figura.



Principios sobre explotacion de Minas (*)

SISTEMAS DE LABORES

En las minas las labores tienen dos objetos: primero, buscar los yacimientos metalíferos, i segundo, establecer comunicaciones para sus extracciones. Aunque ámbos objetos siempre concurren en jeneral, el primero predomina en la juventud de las minas, en la época de su reconocimiento. Nos proponemos discutir este tema desde el punto de vista de la explotacion en grande, primero, porque la explotacion en el primer período de la vida de una mina se gobierna por principios sencillos, aunque envuelvan una mayor inseguridad respecto al futuro de la mina i sean de carácter temporal.

ACCESO A LAS MINAS

Hai cuatro métodos de acceso: socavon, pique vertical, pique inclinado i combinacion de estos dos últimos, esto es, por pique primero vertical i en profundidad inclinado. Los piques combinados han nacido principalmente en los últimos años, en el trabajo a grandes profundidades de yacimientos que no afloran, piques que se han hechos prácticos sólo con el uso de los baldes automáticos. El ángulo de las dos partes de estos piques se hace jeneralmente en curva parabólica, a fin de permitir una rápida extraccion.

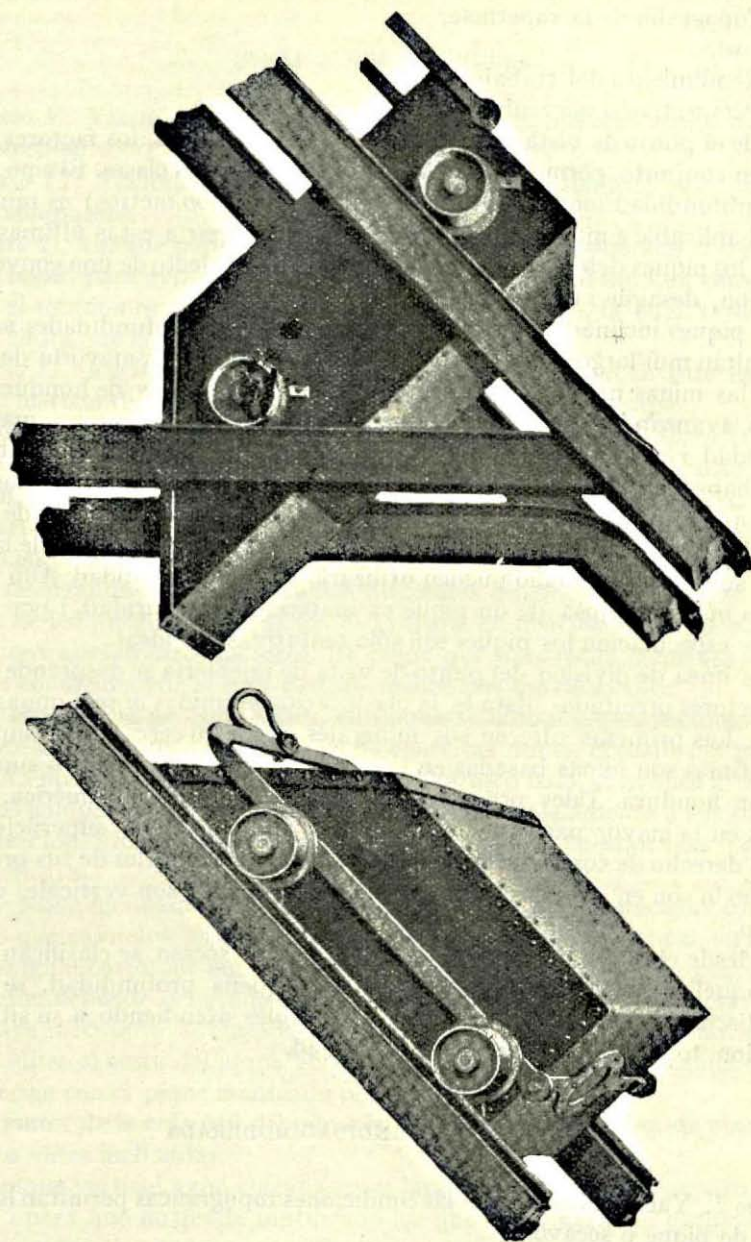
Los problemas de ingeniería que se presentan bajo la cuestion acceso pueden dividirse así:

1. Método.
2. Situacion.
3. Forma i dimension.

La resolucion de estas cuestiones depende de los factores siguientes:

- a) Grado de inclinacion de la veta.
- b) Cantidad de saca por extraer.

(*) Traduccion i extracto de «Principles of Mining» de H. C. Hoover, New York, 1909.



Balde de vuelco automático, en pique inclinado.

- c) Profundidad a que se toma la veta.
- d) Límites de la propiedad minera.
- e) Topografía de la superficie.
- f) Costo.
- g) Rendimiento del trabajo.
- h) Perspectiva o porvenir de la mina.

Desde el punto de vista del acceso o entrada a la mina, los factores precedentes, en conjunto, permiten dividir las minas en ciertas clases. El tipo de trabajos a profundidad moderada (por ejemplo 700 a 1,000 metros) es muy diferente del aplicable a mayores profundidades. Para llegar a estas últimas el tamaño de los piques debe aumentarse notablemente, a efecto de una conveniente ventilación, desagüe i extracción.

Los piques inclinados, por otra parte, aplicables a profundidades moderadas, resultan muy largos para que su uso sea económico. La mayoría de los piques de las minas metálicas caen en el primer grupo, en las de hondura regular. Pero, avanzando el tiempo, hai que ir tras de los yacimientos a mas i mas profundidad i el problema de alcanzarla se hace mas comun. Algo sobre que no debe haber cuestion, sin embargo, especialmente en minas explotadas desde el sol, es que el ingeniero no tiene garantía, debido al desconocimiento de la profundidad del yacimiento, para labrar un pique, en la primera edad de la mina, que por su equipo i tamaño pueden utilizarlo a gran profundidad. Aun mas, la situación mas ventajosa de un pique es materia de inseguridad, i por esto en minas de especulación los piques son sólo tentativas del ideal.

Otra línea de división del punto de vista de ingeniería se desprende de tres de los factores precitados. Esta es la clasificación en minas *al sol* i minas a *gran hondura*. Las primeras ofrecen sus minerales desde o cerca de la superficie. Estas últimas son minas basadas en la extensión de los yacimientos superficiales a gran hondura. Tales proyectos no son tan comunes en América, en que las leyes en la mayor parte de los países dan al dueño de la superficie de las minas el derecho de continuarlas fuera de los límites verticales de sus propiedades, como lo son en aquellos países en que estos límites son verticales en todo contorno.

Si, desde el punto de vista de las cuestiones de acceso, se clasifican las minas en aquellas que se trabajan a grande o a pequeña profundidad, se simplifica su discusión, subdividiendo los casos posibles atendiendo a su situación, inclinación, topografía i límite de la propiedad.

MINAS DE PROFUNDIDAD MODERADA

Caso I. Yacimientos en que las condiciones topográficas permitan las alternativas de pique o socavón.

Caso II. Yacimientos verticales u horizontales, cuyo único medio de acceso es por pique vertical.

Caso III. Yacimientos inclinados que se explotan desde *el sol*. Se presentan en este caso las alternativas de un pique vertical o inclinado.

Caso IV. Yacimientos inclinados que se explotan a gran hondura, en caso

en que pueda emplearse el pique combinado o el vertical, i en algunos, el inclinado desde *el sol*.

MINAS A GRAN HONDURA

Caso V. Yacimientos verticales u horizontales, que solo tienen acceso por pique vertical.

Caso VI. Yacimientos inclinados, que pueden trabajarse por pique vertical o compuesto.

Caso I. Aunque por conveniencia lójica hemos considerado el socavon en primer lugar, para evitar repeticion lo consideraremos al fin. Con pocas excepciones, el socavon es un espediente temporal en la mina, la cual, tarde o temprano tendrá que explotarse por pique.

Caso II. *Yacimientos horizontales o verticales.*—No hai en este caso duda sobre el método de acceso. Solo el pique vertical habrá de usarse.

Caso III. *Yacimiento inclinado, que se trabaja desde la superficie o cerca de ella.*—La eleccion entre pique vertical e inclinado depende del costo de construccion, de operacion subsiguiente i de la vida útil del pique, materias que en gran parte dependen del grado de inclinacion. Suponiendo un pique de igual tamaño en cualquiera de estos casos, el costo por pié corrido depende de la facilidad de arranque de la roca en las diferentes direcciones de ataque. Así, los ángulos de los pliegues i los planos de juntura, en relacion con la direccion del pique, contrapesan otros factores. El pique que aprovecha mejor las ventajas de estas condiciones de la roca costará ménos por pié de avance.

La experiencia de Sud-Africa, en donde se labran piques inclinados paralelamente a las planos de los mantos de cuarcitas duras, el costo por pié corrido resulta mas bajo en el pique inclinado. Por otro lado, el avance a traves de esquistos compactos parece mas ventajoso que paralelamente a sus planos de estratificacion, i los piques inclinados por el manteo cuestan mas que los piques verticales.

Un pique inclinado exige mayor lonjitud para llegar a hondura determinada, lo que envuelve un gasto total mayor que un pique vertical, en la suposicion de igual costo por pié. El exceso de costo corresponde a la mayor lonjitud, la que depende del grado de inclinacion. En piques verticales, sin embargo, se hace necesario las cortadas a la veta. En una mirada comparativa, pues, debe añadirse el costo del pique vertical, el de las cortadas, las cuales casi desaparecerian con el pique manteado por la veta.

El factor de la vida útil del pique entra a pesar, tratándose de piques verticales en vetas inclinadas.

El pique vertical exige cortadas mui largas pasado cierto punto debajo de la veta, i para que no quede inutilizado hai que continuarlo en pique manteado en la interseccion con la veta. El primer caso entraña la pérdida del pique para el trabajo i el segundo lleva la desventaja del entorpecimiento de la extraccion por el cambio de direccion.

El cuadro que sigue indica un caso extremo supuesto, que suele presentarse muchas veces. En él se considera un pique vertical de 1,500 piés que toma la veta de 750 piés, esto es, en la posicion mas favorable respecto a la

longitud total, agregada de las cortadas. El costo de las cortadas se supone de \$ 30.00 por pié i el de avance del pique de \$ 75 por pié. El pique inclinado se supone en dos casos que cuesta \$ 75 i \$ 100 por pié, respectivamente. La altura de los puentes de metal entre dos niveles se supone de 125 pies.

Angulo de la veta con la horizontal	Profundidad vertical del pique	Longitud correspondiente del pique inclinado	N.º de cortadas en el pique vertical	Largo total de las cortadas, piés
80°	1,500	1,552	11	859
70°	1,500	1,595	12	1,911
60°	1,500	1,732	13	3,247
50°	1,500	1,958	15	5,389
40°	1,500	2,334	18	8,938
30°	1,500	3,000	23	1,6237

Costo de cortadas a \$ 20 pié	Costo del pique vertical a \$ 75 pié	Costo total, de pique i cortadas	Costo del pique inclinado a \$ 75 pié	Costo del pique inclinado a \$ 100 pié
\$ 17,180	\$ 112,500	\$ 129,680	\$ 114,150	\$ 152,200
38,220	112,500	150,720	118,625	159,500
64,940	112,500	177,440	129,900	172,230
107,780	112,500	220,280	114,850	195,800
178,760	112,500	291,260	175,050	233,400
324,740	112,500	437,240	225,000	300,000

Los ejemplos del cuadro dejan ver que el costo de cortadas trazadas en desniveles de costumbre aumenta rápidamente. Sin embargo, si las condiciones son tales que no haya necesidad de cortadas desde un pique vertical de intervalos tan pequeños, el pique vertical puede resultar mas económico. Se presentan muchísimos casos en que las cortadas pueden suprimirse en minas trabajadas a poca hondura i que caen en el *Caso IV*, el de minas profundas.

No hai duda que para la explotación, el pique vertical es mas económico que el inclinado: la longitud de estracción es menor desde un punto dado; la velocidad de los baldes puede ser mayor, con lo que se reduce el tiempo de trabajo para un determinado tonelaje extraído; el deterioro de los cables, guías i

baldes es menor, i el desagüe es mas económico donde se usa el sistema Cornish de bombas. Por otra parte, al costo de explotacion del pique vertical hai que añadir el de explotacion en las cortadas. En minas en que la cantidad de metal no es suficiente para el trasporte mecánico, el costo de trasporte en la mayor distancia de las cortadas, es un gasto que equilibra los gastos extra en un pique inclinado. Aun con trasporte mecánico en las cortadas es dudoso si haya ventaja con el pique vertical a este respecto.

En vetas de ménos de 30° de inclinacion, se presenta el caso de lonjitudes mui grandes en los piques inclinados i en que para economía conviene la construccion de un pique vertical como auxiliar. Con esta combinacion, la cuestion de las cortadas se elimina. La mina se trabaja sobre i debajo de la interseccion en el pique manteado, i el vertical sirve como auxiliar para casos de aumento de produccion. La mina North Star, de Grass Valley, es un ejemplo de este caso.

En conclusion, cree el autor que cuando las minas se trabajan cerca de la superficie, junto con el avance en profundidad i donde, por este motivo, las cortadas al pique vertical deben hacerse a menudo, los piques manteados están indicados en todas las inclinaciones entre 30° i 75°. Sobre 75° la eleccion es a menudo dudosa.

Bajo de 30° i sobre 15°, aunque los piques inclinados son primeramente necesarios para la extraccion del metal de las galerías, con frecuencia pueden ser acompañados por un pique vertical para evitar un trasporte mui largo. Para manteos menores de 15°, i superiores a 75°, las ventajas del pique vertical exceden a las del pique manteado. Ocurren, no obstante, en rejiones montañosas, condiciones topográficas, como el manteo de las vetas a cuerpo de cerro, que obligan a adoptar un pique inclinado, a fin de no atravesar con el pique vertical la masa estéril de un alto cerro.

Caso IV. Yacimientos inclinados que se explotan a hondura.—En dos casos se presentan estos depósitos: primero, minas en trabajo, o que se han trabajado, cuyo método de acceso debe revisarse; segundo, aquellas, cuyos afloramientos no revientan dentro de los límites de la pertenencia minera.

El primer caso puede ocurrir en minas con pique de capacidad insuficiente o de situacion errada; en minas abandonadas i resucitadas; en minas en que un pique vertical ha llegado a su límite de estension útil, que ha extralimitado la condicion de cortadas económicas; o en minas en vetas mui tendidas, cuyo trasporte, mui largo, no es económico. Tres caminos se presentan en tales casos: un nuevo pique en rampa desde la superficie, un pique vertical combinado con un pique manteado al tomar la veta o sencillamente un pique vertical. Comparemos primero el pique manteado con el pique misto. La construccion de aquél desde la superficie será mas costosa que la del último, puesto que miéntras no se llegue a la hondura del metal las cortadas no existirán en la seccion vertical, i el pique inclinado necesitará mayor lonjitud para alcanzar la misma profundidad. Se presenta, sin embargo, el caso en que el pique manteado se perfore a traves de laboreos antiguos, i así a ménos precio que el vertical por la roca sólida; i tambien el caso de condiciones topográficas de montañas, mas atras ya citado.

Desde el punto de vista de la explotacion, el doblez del pique misto significa un mayor gasto del material de extraccion. La velocidad posible en un

pique combinado, sin embargo, es mayor que en un pique simplemente manteado, porque puede aumentarse en su parte vertical. Esto constituye una ventaja del pique misto. La ventaja líquida del pique misto sobre el manteado depende de la longitud comparativa de la parte vertical de aquél con la parte superior de éste, contada desde la interseccion del primero con el segundo. No es aconsejable, sin duda, un pique combinado que tome la veta a 300 piés de hondura, si se puede labrar un pique manteado hasta la superficie. Por otro lado, un pique combinado que toma la veta a 1000 piés será mas ventajoso que un pique manteado de 2,000 piés para llegar al mismo punto. El problema debe calcularse directamente en cada caso especial. En jeneral, hai pocos ejemplos de trabajos a gran hondura en que convenga adoptar un pique manteado desde la superficie.

En la mayoría de estos casos, i en todos los del segundo tipo (el de afloramientos fuera de pertenencia), la eleccion queda entre el pique combinado i el pique enteramente vertical. La diferencia entre estos dos piques se puede reducir a la comparacion entre la parte manteada del combinado con la parte correspondiente del vertical, desde donde arranca el manteado hácia abajo. El punto es idéntico al de la comparacion entre el pique inclinado i el vertical tratado en el caso III, con la desventaja del doblez en el pique misto. Si se desea hacer una produccion a la mayor rapidez, la seccion inferior del pique vertical necesita cortadas. Si la explotacion no apura, el metal sobre la interseccion puede sacarse por chimeneas desde el nivel del doblez. Las chimeneas presentan, no obstante, dificultades de ventilacion i la necesidad de rodar la saca hasta el pique, lo que significa gastos análogos a los de las cortadas.

Las ventajas del combinado sobre el vertical son produccion mas temprana, supresion de las cortadas i chimeneas i la utilizacion del pique a cualquiera hondura. Sus desventajas son su costo de extralongitud en su parte inclinada, mayor lentitud de extraccion, i mayor gasto del material de extraccion en su parte inclinada, i especialmente, en su doblez. Todos son estos factores de importancia variable que dependen del grado de manteo. Si estos son mui suaves, sobre 70° de la horizontal, el pique vertical aventaja al otro. En los demas casos debe preferirse el pique combinado.

Casos V i VI. Minas trabajadas a gran hondura, sobre 3,000 piés.—En el caso V, con yacimientos horizontal o vertical, no hai otra probabilidad que e. pique vertical.

En el caso VI, de depósitos inclinados, hai las posibilidades del pique vertical i del misto.

El vertical, situado de tal modo que no se necesite prolongacion en profundidad por el manteo, como en el caso IV, obliga a usar cortadas o chimeneas. A parte del retardo de produccion, con la pérdida consiguiente de interes del capital, la ventilacion resulta detestable. Mas todavía: el pique combinado, al tomar la veta cerca de su punto mas profundo, ofrece la posibilidad de un sistema aislado de transporte en cada una de las dos secciones del pique, sistema aplicable para grandes honduras. En estos casos, la produccion movilizada es grande. Se han proyectado diversos piques manteados de tamaño reducido, que arrancan del horizonte de interseccion de la veta con el pique vertical, con el objeto de alimentar este último tronco de extraccion. Este programa

abarata el transporte lateral subterráneo, porque la tracción mecánica puede aplicarse en el nivel principal, i los costos de tracción horizontal se reducen en los niveles inferiores. Además, máquinas de extracción separadas en las dos secciones aumentan la capacidad, porque equivale al efecto de dos trenes en vez de uno corriendo en una sola vía.

Situación del pique.—Si bien el propósito primero tenido en vista al situar un pique es el acceso al mayor volumen de metal con la menor distancia, entran también otros factores a obrar en este problema, tales como el carácter de la roca atravesada i de la superficie, el tiempo necesario para llegar a producir i el costo. Como los piques deben llevar dos relaciones respecto al yacimiento, respecto al recuesto i respecto al rumbo, deben considerarse desde estos aspectos. Los piques deben situarse sobre la cabeza del yacimiento. En todo caso se situarán a distancia suficiente de las grietas. Un pique inclinado se hará, o por la veta, en cuyo caso debe dejarse un cogote de metal para sostenerlo, o a corta distancia de la caja de patilla; i donde sea necesario la escavación se sostendrá por relleno. Avanzar por el metal tiene la ventaja del reconocimiento de la veta, i en muchos casos la blandura del terreno en la veta indica el procedimiento Frerie, no obstante la desventaja de que los pilares o cogotes de metal no pueden extraerse hasta el abandono del pique. Además, como las vetas, por lo jeneral, no son de manto uniforme, el pique inclinado, para poder ir sobre el metal i reconocer la veta, tendrá inclinación irregular, forma que aumenta el costo de mantenimiento i de extracción. Estas razones, a menudo, indican adoptar una línea recta en la caja del piso. Los piques manteados no son por necesidad de constante inclinación, sino con el objeto de una extracción económica.

En caso de laboreo a grande hondura en depósitos inclinados que exigen piques verticales o combinados, el primer *desiderátum* es situar la sección vertical lo mas léjos posible de la corrida de la veta, para conseguir que la mayor cantidad posible de mineral quede sobre la intersección del pique con la veta, a pesar de que así las cortadas son mas largas i se demora la explotación, acumulándose las cargas sobre el capital. La importancia del aumento del interés del capital durante el período de abrir la mina se demuestra por un caso concreto. Por ejemplo, el capital es de \$ 1,000,000; el tiempo de preparación de la mina es de 4 años; entónces el valor del interés compuesto a 5% (i la mayoría de los capitalistas exigen mas interés), será de \$ 216,000. En estas circunstancias, uno o dos años de economía, tomando con el pique la veta a ménos hondura, significa una economía en interés que pagar, mayor que el extra costo de extracción por un pique combinado de mayor longitud sobre el manto.

El carácter desconocido del metal en hondura es siempre una razón para tomarlo por piques a pronta brevedad i con el menor costo posible. En resumen, estos piques usualmente se colocan de modo que tomen la parte superior del yacimiento.

El objetivo de la situación del pique respecto del rumbo de la veta es, por supuesto, colocarse en su centro para que el transporte lateral sea mínimo. Es difícil determinar esta condición por la irregularidad de los clavos metalizados, invisibles.

Número de piques.—El problema sobre el número de piques que tendrá la

mina, influye naturalmente en su situacion. En minas metálicas incluidas en los casos II i III (de afloramientos), las necesidades de la produccion raras veces exceden a la capacidad de un pique. La ventilacion i caminos de escapes se encuentran jeneralmente en los laboreos antiguos. En estas circunstancias, las condiciones que garanticen otro pique son la longitud del trasporte interior i el aislamiento de depósitos metalizados.

El trasporte lateral interior se divide en los varios niveles, i jeneralmente se hace a mano. Para acortar estas distancias i reunir la saca de todos los niveles en la superficie que puede disponer de trasporte mecánico, se justificará la construccion de otro pique. Hai, pues, un límite económico del radio de un solo pique, fuera del poder de movilizacion del pique de todo el producido.

Se presentan tambien otras cuestiones de igual importancia a los costos de trasporte. Depósitos aislados o paralelos necesitan, si se trabajan por un pique, galerías a traves de roca estéril i un trasporte extra, o los yacimientos pueden mantear alejándose del pique principal a lo largo del rumbo, obligando a seguir largos laboreos en estéril. Así, las cortadas i frontones cuestan mas o ménos la cuarta parte por pié corrido que los piques. Entónces, pues, cuatro frontones en estéril para tomar metal a 1,000 piés equivalen a hacer un pique a 1,000 piés de hondura. A esta hondura se necesitan por lo ménos seis frontones. El trasporte a mano a esta distancia costaria casi el doble que la extraccion i trasporte mecánico en el exterior. El conjunto de estos costos hace conveniente, pues, la construccion de otro pique. Si hai dos o mas piques por labrear, es natural que se coloquen de modo que el trabajo se subdivida mejor entre ellos.

En los casos IV, V i VI, de minas profundas, la ventilacion i el escape se hacen dignos de mayor consideracion. Aunque la saca sea bien estraida por un solo pique, las precedentes razones obligan a labrear otro. Su situacion dependerá no sólo de los depósitos por explotar, sino del tiempo que se emplee para tomarlos. Cuando se van a labrear dos piques para tomar una veta inclinada es corriente que uno lo corte mas abajo que el otro. La explotacion comienza por el que primero llega al yacimiento. El metal que queda sobre la interseccion del mas profundo es accesible para el mas corto, i la dificultad de largas chimeneas i cortadas desde el mas hondo no se presenta.

Forma de los piques.—Los piques pueden ser circulares o rectangulares. (Los hai octogonales en Méjico i tambien elípticos). Los piques verticales circulares se aplican mucho en las minas de carbon i personas hai que no los consideran de aplicacion a las minas metálicas que discutimos. Sus grandes ventajas residen en la resistencia de su forma, en el gran espacio libre para la ventilacion, i en que, si se fortifican con piedra, ladrillo, concreto o acero, se hacen impermeables aun para agua a gran presion. Las paredes cilíndricas de estos piques tienen mas duracion que las enmaderadas. Todas estas ventajas corresponden mas a las minas de carbon o de fierro que a las de los demas metales, desde que las rocas inconsistentes i con agua son en aquellas mas frecuentes. Las necesidades de la ventilacion son tambien mas grandes en las minas de carbon. Desde el punto de vista de una mina metálica, los piques circulares son mas caros que los rectangulares enmaderados. (Hai puntos en que el acero reemplaza con economía a la madera). Mayor área hai que escavar para obte-

ner el menor espacio útil i si se necesita fortificacion, ésta no puede hacerse con mucha economía en la mayor parte de las minas metálicas en que los ladrillos, piedra, concreto o acero son caros. La duracion de vida de la enmaderacion de estos piques, en jeneral, basta en las minas metálicas. Como la madera es el material mas barato i ventajoso para fortificar piques de las minas metálicas, en jeneral, conviene dar a los piques forma rectangular, a fin de aprovechar la madera del mejor modo en su resistencia i cantidad e inutilizando el menor espacio posible.

Las variaciones de forma de los piques rectangulares se dirivan de la distribucion de sus diversas secciones. Estas pueden situarse en una sola línea recta, una al lado de la otra i en esta forma el pique presenta su mayor resistencia, miéntras que no la ofrece con igual intensidad cuando las secciones se distribuyan en dos líneas paralelas de dos o tres compartimientos cada una. Con todos los compartimientos en una sola línea, la enmaderacion se hace mejor, la resistencia es mayor i se suprime el peligro del paso subterráneo de una a otra seccion. Esta es la forma que en jeneral se adopta. Otra distribucion seria imposible en piques inclinados o combinados.

Tamaño de los piques.—Para determinar este elemento deben considerarse los siguientes factores:

- a Cantidad de materia estraida;
- b Instalacion de estraccion;
- c Vehículo de transporte;
- d Hondura;
- e Número de hombres que traficarán;
- f Cantidad de agua;
- g Ventilacion;
- h Cantidad de la roca;
- i Capital necesario;
- j Gasto de operacion.

No decimos que estos factores aparezcan en órden de importancia relativa, la cual varia con las circunstancias i con la opinion de cada uno. Son tan independientes unos de otros estos factores que pueden discutirse por separado; pero algunos fijan una posicion límite que puede tomarse como punto de partida para la discusion.

Primeramente, para que una máquina de estraccion trabaje con economía, debe ser de doble via, a fin de que el balde o jaba vacía contrapesa la cargada, disminuyendo el esfuerzo de estraccion. En consecuencia, salvo en las pequeñísimas minas, un pique tendrá dos secciones de estraccion. La mayoría de las minas necesitan desagüe, exigen caminos de escape, tubos de aire i alambres de tramision eléctrica, todo lo cual exige otro compartimento en el pique. Resulta, pues, que un pique de regular importancia debe a lo ménos tener tres divisiones.

En segundo lugar, hai un tamaño mínimo de seccion, debajo de la cual no se realiza economía en el arranque. (En Australia, 8 piques de 10' a 11' por 4' a 5' costaron \$ 1.20 oro americano por pié cúbico escavado; 6 piques de 13' a 14' por 4' a 5' costaron en promedio \$ 0.95; 7 piques de 14' a 16' por 5' a 7' costaron \$ 0.82. En Sud Africa, 11 piques de 18' a 19' por 7' a 8' costaron \$ 0.82;

5 piques de 21' a 25' por 8' costaron \$ 0.74; i 7 piques de 28' por 8' costaron \$ 0.60.

En un espacio mui reducido, no se pueden trazar buenos tiros, con comodidad para el trabajo ni eficacia en la explosion; i ademas la extraccion se puede hacer con rapidez. La esperiencia del autor es que, desde estos puntos de vista, un pique de 14' a 16' por 6', a 7', incluyendo el ancho de la madera, cuesta lo mismo que uno de menor seccion i es de mas rápido avance. Ese tamaño permite dividir el pique en tres secciones de 4' a 5'.

El costo de la madera, depende del tamaño del pique; pero el trabajo de la enmaderacion no aumenta en la misma proporcion. En todo caso, el costo de la madera es cerca de 15% del costo actual del pique, aun en rejiones de precios extremos.

En tercer lugar, por tres razones, el balde de vuelco automático está sustituyendo rápidamente a las jabas para carros. Primera, la gran economía de mano de obra para la carga i descarga en el pique; segunda, la mayor rapidez de estas operaciones i, por tanto, un mayor número de viajes; tercera, la extraccion en el pique se independiza del transporte subterráneo, el cual puede hacerse a cualquiera hora, reduciéndose la extraccion al tiempo mas conveniente. Las jabas para carros tienen que ser mas pesadas que los baldes, a igualdad de carga estraida, i llevar dos carros por viaje; esto significa un pique de mayor seccion o jabas de dos pisos, lo que hace complicados i costosos los dispositivos de carga subterráneos i de mas cara explotacion. Por estas razones, las jabas sólo se justifican en minas metálicas de pequeño tonelaje en que no se considera el tiempo empleado, ni el tráfico de los obreros se hace por el pique. En compartimentos del tamaño mínimo precitado (4' a 5' por lado) puede trabajar un balde de 2 a 5 toneladas, aunque por regla jeneral se usa el de 2 a 3. Cargas menores que éstas significan mas viajes i así ménos capacidad horaria, pero, por otra parte, cargas mas pesadas exigen máquinas mas caras. Esta materia se discutirá en «Dispositivos de Extraccion».

Tenemos, pues, para el mínimo económico un pique de tres secciones en línea recta, de 4' a 5' por lado. Para obtener el máximo de capacidad de este pique al mínimo de costo, se proveerá de tolvas de carga i baldes automáticos. La capacidad de estos piques i su equipo dependen en mayor grado de la máquina empleada i en menor grado de la profundidad de extraccion. La profundidad es un factor subsidiario, porque la rapidez del viaje no depende sólo de aquélla; el tiempo de extraccion se gasta en parte en cargar los baldes, en la aceleracion i el retardo de la máquina i en la descarga del balde. Estos factores son constantes para cualquiera profundidad, i una distancia mayor se salva a toda velocidad de la máquina.

En igualdad de condiciones, el pique vertical tiene mayor capacidad que el inclinado, porque la velocidad es mas rápida en el primero i su longitud menor para igual hondura.

Pero como las máquinas tienen gran poder de traccion en los piques inclinados, con un aumento de tamaño de los baldes se iguala la capacidad de ámbos tipos de piques. En consecuencia, para igual produccion, su tamaño no difiere uno de otro.

La capacidad máxima de un pique del tamaño i con el equipo indicados

arriba, disminuye, como hemos dicho, algo con la hondura. A 170 metros, tal pique produce cómodamente 70 a 80 toneladas por hora con una máquina de 210 metros de carrera por minuto. Como también los obreros i materiales de trabajo trafican por los baldes, la máquina no trabaja constantemente en la extraccion. En 12 horas de trabajo, la capacidad del pique será, pues, de 800 a 1,000 toneladas diarias. El mismo pique en condiciones ordinarias, pero con máquina de 600 metros de carrera por minuto, tendría, digamos desde 1,000 metros de hondura, una capacidad diaria de 400 a 600 toneladas.

Es interesante determinar cuándo deberá lógicamente aumentarse el tamaño del pique para aumentar su capacidad extractora. Desde luego, puede conseguirse un aumento del poder de la máquina, destinándola solo a la extraccion i escluyendo el servicio de movilizacion de los obreros i demas. Si las bombas no son de complicacion, basta para ellas un pequeño espacio i puede hacerse una cuarta division angostando algo las de extraccion i de desagüe i sin agrandar el pique. Esta seccion puede servirse con una máquina auxiliar, para el avance del pique, para el transporte de las herramientas i de los obreros. Con esta solucion, la máquina de extraccion puede trabajar hasta 20 horas con un aumento de $\frac{2}{3}$ en la produccion.

Si las exigencias del desagüe i del tráfico no se bastan con $2\frac{1}{2}$ de longitud de seccion en el pique, habrá que adoptar, no un pique de 3 secciones, sino uno de 4. De este modo se dispone de mayor espacio para la extraccion, en caso de necesidad. La mina que requiere estos elementos de trabajo debe tener un pique, un pié mas ancho, i las dimensiones de éste será de 21' a 22' por 7' a 8', incluido el grueso de la madera. Este pique con baldes automáticos de 3 a 4 toneladas i con máquina proporcionada, extrae 250 toneladas por hora, de 350 metros de hondura.

Para mayores necesidades se usará el pique de 5 secciones con 4 vias de extraccion de mayor seccion que las anteriores. La máquina auxiliar será en este caso contrapesada, de doble via i parte del tiempo puede servir para la extraccion de minerales.

Este pique tendrá 26' a 28' por 8' incluso el grueso de la enmaderacion, i si se destina una seccion para el tráfico de la jente. La capacidad de este pique puede llegar a 4,000 toneladas por día, segun la hondura i la máquina. Si hai que hacer mucho desagüe i se usan bombas movidas por barras, a veces se necesitan 2 secciones para este servicio, pero otras clases de bombas solo exigen una, razon mas para su uso.

Para honduras que excedan de 1,000 metros, deben considerarse otros factores. La ventilacion se hace mui importante. Los problemas mecánicos sobre las máquinas i los cables tienen que medirse i en conjunto obligan a aumentar la seccion del pique i el número de sus divisiones. Los piques de Johannesburgo, hechos para trabajar a 1,500 metros tienen 46' por 9' incluso la enmaderacion.

No tenemos el propósito de detallar los métodos de enmaderacion ni de avance de los piques. Aunque importantes, estas materias prolongan esta discusion. Además, hai muchísimos tratados al respecto, que estudian minuciosamente esta materia.

Rapidez de avance.—El trabajo de minas puede dividirse en el de reconoci-

miento i en el de reconocimiento i explotacion. En las minas, con sólo el primer objeto, el comienzo de produccion depende de la rapidez de avance del pique. Antes de que la mina comience a ganar intereses, hai una pérdida de interés del capital que en 99 casos de 100, garantiza un gasto extraordinario para avanzar mas lijero.

Tratándose de minas en explotacion, la cantidad de mineral calculado depende en gran parte de la rapidez de avance de los laboreos en profundidad. Demostraremos despues que, desde el punto de vista financiero i técnico, la exploracion máxima es la solucion correcta i que el avance incesante en hondura no sólo es justificado, sino necesario.

En condiciones especiales o en cortos períodos la rapidez tiene mas interés romántico que práctico, aparte de su valor como estimulante de la competencia. Lo que debe mirarse es la rapidez mantenida durante un año. La rapidez en el avance depende principalmente de los factores siguientes:

- a) Si el pique está o nó en explotacion;
- b) La calidad de la roca para el arranque;
- c) La cantidad de agua.

Prácticamente es imposible emplear la máquina de estraccion para la profundizacion de los piques, salvo en las minas de pequeño tonelaje. Aun con una cigüeña o con una máquina de estraccion aparte, los inconvenientes son inevitables en un pique en trabajo, particularmente si se tiene mas agua que la que produce la mina en explotacion. La impresion propia del autor es que durante un año el avance máximo mensual en un pique en explotacion es 12 metros. En efecto, pocas minas avanzan mas de 120 metros anuales. En casos especiales de gran esfuerzo para avanzar con rapidez, hasta 45 metros por mes se han corrido durante algunos meses, i ha habido un caso en que se corrieron 65 metros en un mes.

En condiciones ordinarias, 360 metros anuales es un buen trabajo. La roca de difícil arranque i, especialmente el agua, disminuyen el avance notablemente. Otros detalles referentes a la rapidez de avance se encontrarán bajo el rubro «Métodos de perforacion».

Socavones.—La cuestion del acceso a una mina por socavon no sólo se reduce a la de topografía, sino, como todo lo que se refiere a ciencia minera, tambien a la del capital disponible i el gasto garantido por el valor a la vista.

En la época inicial del reconocimiento de una mina, los cateadores i empresarios hacen socavones. Muchas veces mas descubren los chiflones. El socavon es tentador por la felicidad del desagüe i de la estraccion. En una época mas avanzada del reconocimiento, la economía de capital en la estraccion i desagüe, cuando es costoso asegurarlo, a menudo justifica los socavones. Pero en la época en que se trabaja debajo del nivel del socavon, hai que considerar otros factores. Entónces se hace necesario el pique i en los casos en que el socavon solo cuelga a pocos metros el afloramiento del depósito, el pique arranca a menudo desde la superficie, porque los piques internos exigen grandes escavaciones para la máquina i la movilizacion del mineral. La máquina tendrá que moverse por fuerza trasportada, de vapor, agua, electricidad o aire. Si la fuerza se produce en la mina, la economía con el uso directo del vapor en la máquina de estraccion por el pique desde el socavon hasta la superficie es menor,

a menudo, que el de transporte i traspaso en el socavon. Una vez la carga en los baldes, el gasto de fuerza es pequeño en la distancia extra, i por consecuencia la economía de obra de mano. Por otra parte, si se presenta el problema del desagüe, éste prevalece sobre las demas consideraciones, porque mediante el socavon disminuye la altura del bombeo; la supresion del extra-desagüe para pique paga el costo del socavon, aun si el objeto de éste sólo ha sido el desagüe.

Para aclarar cómo la economía del gasto constante de desagüe hace ventajoso el uso del socavon, presentamos en un cuadro los diversos factores del problema. En estos cálculos, se estima la fuerza al bajo precio de \$ 60 oro americano por caballo-año, el costo de avance del socavon a \$ 20 el pié, i el tiempo, con la base de que la mina dure 10 años.

PIÉS DE SOCAVON PAGADOS EN 10 AÑOS EN LAS CONDICIONES PRESCRITAS

Altura de desagüe economizada	100,000 galones por día	200,000 galones por día	300,000 galones por día	500,000 galones por día	1,000,000 galones por día
100	600	1,200	1,800	3,000	6,000
200	1,200	2,400	3,600	6,000	12,000
300	1,800	3,600	5,400	9,000	18,000
500	3,000	6,000	9,000	15,000	30,000
1,000	6,000	12,000	18,000	30,000	60,000

El tamaño de los socavones para la extraccion de mineral depende del tonelaje diario exigido de i la longitud del transporte.

El menor tamaño que económicamente puede hacerse i administrarse es de 6½' por 6' dentro de la enmaderacion.

Este socavon, con una sola via de 300 metros, con una tornamesa, permite movilizar 500 toneladas por día con hombres i animales. Si la distancia o el tonelaje fuera mayor, se necesitaria doble vía, la que exigiria un socavon de 8' por 6½' a 7' de seccion dentro de la enmaderacion.

Hai proyectos de socavones de órden mas manifiesto que los destinados a la explotacion del mineral que cuelgan, i son los largos socavones de cortada con el objeto de desaguar i explotar minas de gran hondura, como el socavon de Sutro, en Virginia City. La ventaja de estos túneles es mui grande, particularmente para el desagüe, i deben construirse de gran tamaño i equiparse con aparatos para el transporte mecánico.

Canchas.—Las canchas, cortadas, frontones, piques auxiliares i chime-neas vienen despues de las entradas a la mina.

Las canchas son la salidas de los frontones al pique; su tamaño i construccion depende de la magnitud i de la clase del trabajo de los frontones a que sirven. Si no hai que transportar madera i poco mineral, i éste en jabas, las canchas no exigen mayor tamaño que una cortada de buen tamaño. Si servian para transportar madera, serán de 3 a 4.50 metros mas altas que el piso de la corta-

da. Si la carga se hará en baldes automáticos, deben tener tolvas en el piso i el espacio suficiente para la maniobra cómoda de los carros de la mina. Estas tolvas se construyen de 50 a 500 toneladas, a fin de tener reservas para efectos de la estraccion; i en algunos casos se hacen tolvas separadas en caras opuestas del pique para mineral i piedra. Un argumento poderoso en favor de los baldes automáticos son las tolvas, que hacen independiente la estraccion del transporte anterior i eliminan los operarios flojos en las canchas.

Siempre conviene concentrar la estraccion al mínimo de niveles, por muchas razones. Entre ellas figura la de que, cuando la estraccion se reduce a pocos niveles, no se necesitan tolvas en cada cancha.

Cortadas.—Las cortadas llenan dos propósitos: el de comunicar los frontones al pique o entre sí i el de exploracion. El número de cortadas para comunicaciones puede a veces reducirse haciendo las uniones con el pique cada dos o tres niveles, economizando así el costo de las cortadas i de las canchas i reduciendo los gastos de acarreo en estos frontones intermedios. Este punto se hace interesante si el movimiento del mineral así acumulado es suficiente para el transporte por mulas o mecánico. Nos volveremos a ocupar al respecto.

En cuanto al otro objeto de las cortadas de exploracion hai una observacion digna de notar. Esta es que la tendencia de las vetas, al ser paralelas, garantiza un trabajo mas ordenado de cortadas a traves del cerro que el que comunmente se hace en muchas minas.

Frontones.—Son las galerías o labores horizontales abiertas sobre las vetas siguiendo la direccion de su rumbo, sin que con este nombre se designen otras labores horizontales como las cortadas. Los frontones tienen tres objetos: arranque de los macizos, exploracion del yacimiento i vias de transporte. Como labores de exploracion i explotacion, el fronton debe ser abierto en el yacimiento; como camino, deberá tener la menor distancia entre dos puntos i ser hecho en roca firme. En depósitos angostos i erráticos los frontones, jeneralmente, tienen que servir a esos tres propósitos a un tiempo; pero en yacimientos regulares i de mas potencia los frontones suelen destinarse por separado unos al transporte i los otros a la exploracion i arranque.

Hubo una época en que los frontones sobre metal se desquinchaban i rajaban hasta el máximo de resistencia de la roca, abriéndose en seguida 5 a 6 metros mas abajo otro fronton en que se repite la misma operacion. Estos rajos aumentan así gradualmente; pero por alguna razon, durante mucho tiempo, se aceptó como desnivel entre los frontones el de 100 piés. Esparcidas en todo distrito minero hai millares de minas abiertas de este modo empírico, sin considerar las razones para este desnivel u otro.

Los factores que rijen en la determinacion del desnivel vertical entre los frontones son los siguientes:

- a) Regularidad del yacimiento;
- b) Efecto del método de escavacion de los piques i chimeneas;
- c) El manto i el método de arranque.

Regularidad del yacimiento.—Desde el punto de vista de la exploracion, cuanto mas frontones, mejor: en consecuencia, el desnivel entre ellos se determina por la clase del yacimiento. En yacimientos erráticos hai ménos riesgo de

perder mineral con muchos frontones, pero no debe entenderse que cada frontón servirá de camino al pique o a la base de arranque de los macizos.

En estos casos, frontones intermediarios de exploracion convienen mas que frontones completos, verdaderos caminos. Tampoco es necesario, aun cuando se requieran frontones mui cercanos para el arranque, servirse de todos ellos para el transporte al pique. Hai algunas minas en que cada tres niveles uno se destina al transporte, vaciándose el mineral desde los frontones intermediarios hasta el de acarreo. Este transporte i trabajo en la cancha del pique, como ya lo hemos dicho, se puede concentrar.

Efectos del método de abrir piques i chimeneas.—Con barrenos a mano i estraccion, los piques se hacen mui caros, pasado cierto límite de profundidad; i las chimeneas mui altas se ahogan, o ventilan mal. Hai, por estas razones, que limitar el desnivel de los frontones. Pero estas dificultades desaparecen en gran parte con el empleo de cigüeñas i perforadoras de aire.

El manteo i el método de arranque.—El método de arranque depende grandemente del manteo, afectando indirectamente el desnivel de los frontones. Para inclinaciones inferiores a aquellas que permiten *rodar* el mineral en los puentes de 45° a 50°, el desnivel depende principalmente del sistema de transporte. Si se palea el mineral a los frontones, éstos deben estar comparativamente cercanos entre sí. Si las vetas son mas mantedadas, debajo de 20°, i las cajas resistentes, a menudo puede usarse el método de arranque «longwall», poniendo líneas en los puentes con planos inclinados automotores a los frontones. En estas circunstancias los intervalos pueden aumentarse de 75 a 120 metros.

Con inclinaciones entre 20° i 45°, no pueden usarse vías en todo caso, i el único recurso para el transporte es la pala o «bumping troughs». Con la pala intervalos de 30 metros son comunes, i con *troughs* esta distancia puede llegar a 45 i 55 metros.

Con manteos sobre 45° a 50°, segun la suavidad de la caja del piso, la distancia puede aumentarse mas, i el transporte en los puentes se simplifica mucho desde que la saca puede rodar por su propio peso. En puentes enmaderados con manteos sobre 45°, es posible dejar distancias de 45 a 60 metros. En puentes rellenos ya presentan dificultad intervalos de 45 metros para la seguridad de los pasos de la saca, porque con el uso la madera se quiebra. En puentes estrechos que no mantienen pasillos i que tienen pocos piques, el intervalo se hace hasta de 75 metros. Esta cuestion se discute bajo el tema «Arranque».

Otro factor que obra sobre el intervalo de los frontones, es la necesidad de suficientes puntos de ataque para hacer un arranque de cierta consideracion.

Este factor lo toma particularmente en cuenta el administrador de una mina con pocas reservas.

Fortificacion de las galerías.—Hasta hace pocos años, la única fortificacion usada eran la enmaderacion i la mampostería de piedras para sostener los techos de las labores i para formar las plataformas o pisos para el arranque. Donde la roca no exige fortificacion pueden emplearse subniveles para el arranque sin usar madera. En estos casos la via principal puede trazarse en líneas

rectas, en las cajas o en la veta i emplearse enteramente para el acarreo de la saca. El piso para el trabajo de arranque se hace bastante arriba o abajo del camino (segun se raje hácia abajo o hácia arriba) para dejar un estribo o cogote de sostenimiento atravesado por pequeños buzones para la saca. En el trabajo en rebajo se empieza a rajar el piso del fronton, i en el trabajo ascendente, el cielo. El método obliga a dejar un puente de mineral que no es fácil de recuperar en minas que necesitan fortificacion. El problema de su adopcion debe estudiarse considerando el costo de la enmaderacion, el costo extra del subnivel o subfronton i el valor del mineral abandonado en el puente. En vetas irresistibles, que exigen reparaciones constantes de enmaderacion, el empleo de un sub-fronton es recomendable i es de especial utilidad en trabajos de arranque por *skrinkage-method*.

Si el fronton de trasporte, no obstante, fuera el de arranque, hai que proteger la via. Se usan con este objeto tres sistemas: el de callapos i encatrados, el de fortificacion con piedra i madera i el que emplea acero. Los callapos se ponen de diversos modos, i como su uso envuelve pocas dificultades para la movilizacion del mineral debajo del piso de los frontones, se emplean mucho, pero se aplican solo a vetas angostas.

Piques auxiliares i chimeneas.—Estas dos clases de labores de union de dos horizontes en una mina difieren solo en el modo como se abren. Un pique se labra hácia abajo, i una chimenea hácia arriba. Una de estas labores, que comunique dos horizontes, se llama pique o fronton, segun se mire desde arriba o desde abajo. A ámbas labores las denominaremos, pues, piques.

En trabajo efectivo, aun descontando el agua, cuesta cerca de 30% ménos hacer una chimenea que un pique, porque en el primer caso no hai que apirear ni se patea la saca como en el segundo. Además, es mas fácil seguir el mineral en chimenea que en pique. Sucede, sin embargo, a menudo, que a fin de ganar tiempo se hacen ámbos trabajos i que en la esploracion no puede hacerse otra cosa que pique.

El número de piques auxiliares depende del método de arranque (véase «arranque»). Despues de la explotacion, el número de piques que deben conservarse depende de la ventilacion, de la facilidad de escape i del paso de los materiales para los laboreos inferiores. Si los puentes disfrutados se rellenan, deben quedar mas piques que en los demas casos, i en alineacion continua para facilitar el trasporte de los materiales hácia los frontones inferiores. A fin de que estos piques permitan el paso de la madera a los mas ventajosos puntos, en lo posible estarán en la caja del cielo, en vetas manteadas.

Laboreo en la primera época de esploracion.—El primordial objeto en el período de esploracion es poner el mineral a la vista i reconocer la dimension del yacimiento, su valor, carácter metalúrgico, situacion, manteo, rumbo, etc., a lo ménos, en lo que es necesario para proyectar los trabajos mas ventajosos de explotacion. En las vetas que afloran existe la regla de *seguir el metal*. De diez veces, en nueve se justifican los pequeños chiflones por el mineral.

En minas a gran profundidad no es posible hacer lo mismo, pues labores de naturaleza temporal i de reconocimiento a tal profundidad que no puedan usarse posteriormente, para la explotacion de la mina, no son económicas. Estas labores deben situarse despues de estudiar la jeología jeneral en las minas

vecinas. Prácticamente el único método de completar estas exploraciones consiste en el uso de las sondas de diamante o de trepanacion.

Sondeos.—Dos hechos deben tenerse presente en los trabajos de sondeos: la indicacion de los valores puede ser equivocada, i la deflexion del barreno puede llevar la sonda fuera del punto deseado. La sonda de diamante suministra una pequeña seccion que es de tamaño suficiente para revelar la jeología, pero los valores que muestre en minas metálicas deben aceptarse con reservas. El testigo o muestra es mui pequeña i no puede representar la calidad media del mineral del yacimiento. Dos taladros en la mina Proya Brownhil atravesaron el yacimiento; uno aparentemente por mineral no comercial, i el otro por 12 metros de mineral con valor de \$ 80 por tonelada. De éstos resultados ninguno era verdadero. Por otra parte la situacion previamente determinada de los taladros justificaba el gasto.

La deflexion del taladro es casi jeneral. A veces mui grande i su variacion no sigue reglas determinadas, pero probablemente sea influenciada por la estratificacion de las capas. Ocurrió que un taladro de 750 metros se desvió mas de 150 del punto a que se dirigió.

(Continuará)



Peinecillo de madera (1)

Al proyectar un peinecillo, el ingeniero se encuentra a menudo rodeado de tales condiciones que materialmente influncian el tipo de construccion que debe hacer. En condiciones favorables, el peinecillo de dos piernas es el mas económico, tanto en cantidad de material como en costo de ereccion. En muchos casos este peinecillo no tiene aplicacion. La tendencia de la minería moderna es a disminuir el número de piques i a aumentar su capacidad. Esta condicion obliga a instalar máquinas de estraccion mas potentes i peinecillos mas grandes i resistentes.

En 1909 proyecté un peinecillo de madera en reemplazo de otro para la Munro Iron Mining Company, de Michigan. Elejí un peinecillo de cuatro montantes (véase figura) que me pareció el mas adecuado. Se calculó para resistir a la carga de ruptura de un cable de acero de $1\frac{1}{4}$ pulgada, con un coeficiente de seguridad de tres. Los brazos posteriores se colocaron en la direccion mas próxima a la resultante de las fuerzas, para no exajerar su longitud sin necesidad. El antiguo peinecillo siguió trabajando (tenia 60 piés i el nuevo 76) mientras se levantaba el nuevo. Se armó pieza por pieza i cuando el peinecillo viejo dificultaba la instalacion, se quitaban las piezas necesarias, amarrando-

(1) Del Engineering & Mining Journal, de julio 3 de 1911.

Progresos en la metalurgia del cobre (1)

MÉTODOS DE LA METALURJIA DEL COBRE

Los métodos utilizados en la metalurgia del cobre pueden resumirse del modo siguiente:

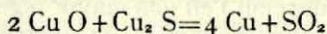
1.º Fusión en *water-jacket* o en reverbero para concentración, con o sin tostión previa i torrefacción en el reverbero.

Es bien conocido el principio de este método i no hai necesidad de insistir sobre ello.

2.º Fusión en el *water-jacket* i paso al convertidor.

Consiste este método en la obtención en el *water-jacket* de una masa que puede contener de 35 a 45% de cobre i a veces proporciones mucho mayores, hasta 60 i 70%, pasando esa masa fundida inmediatamente al convertidor. Se sabe que las reacciones características de ese procedimiento son:

- a) Oxidación i escorificación del hierro;
- b) Oxidación parcial del cobre;
- c) Reacción del óxido sobre el sulfuro que suministra el cobre bruto:



3.º Lavado oxidante i precipitación del cobre (cementación) por el hierro. Para los minerales muy pobres, estos métodos son casi exclusivamente empleados en España (provincia de Huelva) i en Portugal (provincia de Alemtejo), para piritas que contienen 1 a 3% de cobre.

El método de tostión i reducción no se emplea.

Jeneralmente, las menas oxidadas van al *water-jacket* con los minerales sulfurados.

4.º Electrometalurgia.

Los ensayos de obtención de matas en el horno eléctrico han sido ya descritos por M. Vather. Solo recordaremos que con una mena de 7 por 100 de cobre se ha obtenido en las pruebas una mata de 48% i una escoria de 0,1% de cobre.

Bien entendido que los cobres preparados así son impuros. Se los purifica por fusión oxidante en el reverbero i luego por afinación electrolítica, que no se verifica directamente sobre el cobre del selector, que encierra demasiado óxido de cobre.

(1) De una interesante Memoria presentada por M. L. Guillet a la *Société des Ingénieurs Civils de France*. Tomado de la Revista Minera i Metalúrgica, Madrid.

PROGRESOS RECIENTES EN LA METALURJIA DEL COBRE

Estos progresos son de seis clases:

- 1.^a Progreso en la tostacion. Los estudiaremos o propósito de la metalurjia del plomo, en la cual se han jeneralizado mas.
- 2.^a Utilizacion de la fusion pirítica, cuando la mena lo permite, o de la fusion semipirítica.
- 3.^a Jeneralizacion del empleo de los grandes *water-jackets* i progresos en su construccion i su empleo.
- 4.^a Estension del método del convertidor i perfeccionamiento de estos aparatos.
- 5.^a Empleo de los hornos de reverbero de gran capacidad i aplicacion de los gasójenos modernos para su calefaccion.
- 6.^a Jeneralizacion del afino por electrolisis i empleo de este procedimiento para los productos elaborados.

PROGRESOS DE LOS «WATER-JACKETS»

El mayor progreso reside en la generalizacion del *water-jacket* rectangular para las explotaciones un poco importantes. Puede decirse que el *water-jacket* circular ha quedado reservado actualmente a las pequeñas fábricas.

Las ventajas bien conocidas del *water-jacket* rectangular pueden resumirse en un aumento de produccion i en una mayor regularidad de la marcha.

Estos *water-jackets* alcanzan a menudo dimensiones extraordinarias i nada oarece *a priori* limitar su longitud, si no es, en cierto modo, la regularidad en el descenso de las cargas.

Daremos a continuacion algunos ejemplos típicos de estos aparatos.

En su mui interesante comunicacion sobre la *Metalurjia del cobre en los Estados Unidos*, M. Glaizot dice (paj. 30, t. II, 1905) que la seccion de esos hornos alcanzaba a veces 1 m. x 6.50 m.

Pueden citarse las fábricas de Garfield, cerca de Salt Lake City, que emplean una mena que contiene, por término medio; 4% de cobre i poseen cuatro *water-jackets* de 6 metros + 1,20. m.; el viento es soplado a una presion de 120° por centimetro cuadrado i la altura de carga de 3 metros.

Uno de estos hornos marcha en fusion semipirítica i trata de 350 a 370 toneladas de mena cada veinticuatro horas, consumiendo 8% de cok. Produce una mata de 20 a 25% de cobre que se añade a la carga de otro *water-jacket* que produce diariamente 500 toneladas, dando una mata de 40% i consumiendo 8 por 100 de cok. Las escorias de los *water-jackets* contienen solo 0.35% de cobre.

Los hornos de Anaconda son utilizados para la fusion semipirítica; dos de ellos tienen 15.30 metros de longitud i el tercero 25.10 metros, con una anchura de 1.40 metros. Las menas tratadas son mui variables, conteniendo desde 1 hasta 9% de cobre, a veces con 20% de zinc.

Con un consumo de 11% de cok, se obtiene una mata de 45% de cobre i

una escoria cuya composicion es la siguiente: Si $O_2=41\%$; Ca O=30%; Fe O=17%; Cu=3.0.

Por otra parte, se han realizado progresos mui importantes en la construccion de esos aparatos, que se encontrarán descritos en una excelente monografia, dedicada a M. Couriot, que acaba de publicar M. de Venancourt, ingeniero de Artes i Manufacturas (1). Los ingenieros que se ocupan de la metalurjia del cobre i del plomo, i en jeneral todos los metalurjistas, encontrarán en ella datos preciosos sobre la construccion de los hornos, las escorias i su fusibilidad, etc.

Pasaremos mui brevemente revista a los progresos realizados en los *water-jackets*:

1.º La sustitucion del crisol por el antecrisol.—Esta cuestion no deja todavía de ser objeto de controversias. Si el antecrisol permite ponerse a salvo de accidentes, presenta en cambio el inconveniente de poner la mata a una temperatura inferior a la del crisol i la separacion no puede hacerse tan bien. Sin embargo, el antecrisol se ha jeneralizado i se le construye casi siempre circular, a menudo de 5 metros de diámetro;

2.º La mejora en la construccion de los *jackets*.—El hierro colocado tiende a desaparecer cada vez mas, construyéndose actualmente los *jackets* con palastro de acero que se suelda al soplete oxiacetilénico u oxhídrico;

3.º Una mejor utilizacion del agua de enfriamiento.—En lugar de dejar calentar el agua hasta 70 a 80º se llega hasta su ebullicion i el agua sale al estado de vapor, habiéndola hecho así absorber la cantidad de calor que corresponde a la vaporizacion; por consiguiente, resulta economía;

4.º La sopladura del horno con aire caliente.—Este método tiende a jeneralizarse en América, empiezan ya a dedicarle atencion en Europa i sobre todo en Alemania. Varios sistemas son los propuestos para efectuar económicamente este recalentamiento.

Notemos ante todo que no es posible operar en este caso como se ha hecho en siderurjia para la calefaccion del aire de los hornos altos, porque los gases que salen del *water-jacket* son relativamente pobres en óxido de carbono. (Mas adelante daremos cuenta de los ensayos que han sido hechos para utilizar esos gases).

Hai, pues, necesidad de calentar el aire por medio de combustibles poco costosos, o bien colocando tubos en el horno.

Estos aparatos recuerdan jeneralmente los que han sido utilizados al principio del estudio de esta cuestion en los hornos altos, tales como los del sistema Calder. Entre los mas empleados, hai que citar el aparato Grioux, constituido por una serie de tubos de palastro de acero, colocados en el interior del horno, en la periferia i en su porcion elevada, encima de las puertas de carga. Estos tubos son de seccion oval con objeto de aumentar la absorcion del calor.

He aquí los resultados que han sido obtenidos en las fundiciones de la *United Verde Works*, en Jerome (Arizona). La duracion de las pruebas han sido de tres años:

(1) *Le Water-Jacquet à cuivre*, por de Venancourt. Dunol i Pinat, editores.

Economía de combustible, hasta de 30 %;

Fusion de cargas mas síliceas; aumento de Si O₂ de 2 a 4%;

Temperatura del viento: de 225° a 280°.

Citaremos tambien el aparato Bretherton, que está formado por una gran caja metálica donde circula el aire, i que se encuentra atravesada verticalmente por un gran número de tubos metálicos de corto diámetro, por los cuales pasan los productos de la combustion de un carbon pobre.

Otro sistema consiste en poner en marcha con el viento una parte del *jacket*. Lo mas corriente es dividirlo en dos secciones verticales: una, la que está en contacto con el horno, en marcha con el agua; i la otra, que se encuentra situada delante, en marcha con el aire. Este se calienta así por contacto con el agua ántes de llegar a las toberas. A veces, para calentar el aire se aprovecha el calor que se escapa del *jacket*.

Por último, una disposicion interesante, que conviene no pasar de largo, es la utilizacion de las escorias para calentar el aire. Se sabe que cuando se establece el balance calorífico de un horno de cuba desempeña un papel no despreciable la cantidad de calor que se llevan las escorias, i por esto se ha pensado en utilizar dicho calor de las escorias para calentar el aire, ocupándose de ello, sobre todo en Alemania, en la metalurgia del plomo. Con el objeto citado, han sido propuestas diferentes disposiciones. Se ha tratado de hacer correr la escoria en tuberías rodeadas de cámaras donde circula el aire, i se ha pensado tambien en hacer circular las vagonetas que encierran las escorias en túneles donde el aire puede calentarse;

5.º El empleo de mezclador para matas.—Puede citarse el aparato utilizado en las fundiciones de Gramby (Colombia británica), que tiene algo del mezclador activo de hierro colado i puede contener 25 toneladas de matas.

Recibe las matas fundidas de los diferentes *water-jackets*. i permite así homojeneizarlas ántes de que pasen a los convertidores;

6.º Por último, se trata de utilizar los gases de los hornos de cuba, aunque su poder calorífico sea mui pequeño (550 a 700 calorías). En Krieghütte (Mansfeld), se emplean ya estos gases para la produccion de fuerza motriz; pero hai necesidad de una compresion mui fuerte, i se tiene una batería de gasójenos como reserva, que permite, en caso necesario, mezclar un gas mas rico al gas de los hornos.

Hai que señalar ademas los ensayos de Garretson, que ha construido un horno de cuba, en el cual se verifica en una sola operacion la fusion de la mata i su trasformacion en cobre bruto. Este horno posee un crisol mui profundo, en el cual se encuentran colocadas toberas que penetran profundamente en el horno i obran sobre las matas que se juntan en dicho crisol.

Existen tambien, como es natural, las toberas ordinarias.

Semple ha trabajado con uno de esos hornos que tenia 16 toberas ordinarias i 24 toberas para la conversion.

Se tiene cuidado de alimentar el crisol con sílice en el momento de la conversion. El consumo de combustible se elevaba a 8 %.

PROGRESOS EN LOS CONVERTIDORES

No puede hablarse del empleo de los convertidores en fundicion de cobre sin evocar el nombre del eminente M. Paul David. El método que creó en las fábricas de Eguilles se ha estendido rápidamente en el mundo entero, adquiriendo sobre todo un desarrollo notable en los Estados Unidos.

Los aparatos se han modificado, adaptándose sobre todo a producciones mas importantes.

Es sabido que la forma orijinaria del convertidor era un cilindro de eje horizontal. En América se ha creado un tipo vertical llamado convertidor Parrot, que recuerda mucho los aparatos de Bessemer-Thomas. Se tiende a abandonarlos cada vez mas, así como lo ha hecho notar ya M. Glaisot. El convertidor Bisbee, que es el mas empleado, tiene la misma forma que el aparato David, pero es de una capacidad mucho mas elevada.

Así, en las fábricas de Grandy tienen los convertidores una lonjitud de 2.20 metros i un diámetro de 1.80 metros.

En una de las caras se encuentra una rueda dentada, que engrana con una cremallera movida hidráulicamente. El horno se halla guarnecido de una capa de ladrillos de 0.20 metros i de enlucido sílice (90% de cuarzo i 10% de arcilla).

Las fábricas de Eguilles (Vaucluse), emplean convertidores esféricos que funcionaban ántes por el método llamado de «bottom» i que ahora dan resultados excelentes, en marcha sencilla, al convertidor.

Diversos ensayos que han sido hechos con el convertidor, han dado resultados que merecen ser señalados. Se tratan de manera mui orijinal minerales de cobre con proporcion de zinc demasiado elevada (es sabido que el zinc perjudica la fusibilidad de la escoria así como de la mata). Se pasan primero al convertidor, teniendo cuidado de poner en ese aparato un lecho de cok encendido, para que se volatilice el zinc que se recoge bajo forma de óxido; luego el producto pasa del convertidor al horno de mata.

Por otra parte, segun Kmudson, se puede esperar llegar a la fusion en el convertidor de piritas síliceas que encierra $6\frac{1}{2}$ % de cobre i obtener directamente una mata de 50 % que se trata en otro convertidor para cobre bruto. Se opera con aparatos de 20 toneladas. Bergström ha hecho ensayos en el mismo sentido i ha obtenido excelentes resultados con ménos de 3.55 % de cobre i 24 % de azufre.

Por último, Westinghouse ha propuesto tratar en el convertidor básico las menas poco síliceas i las matas, sin adiccion de sílice. Se obtiene entónces una mezcla Fe_2O_3-FeS . Pero, como lo ha hecho notar Schreyer, esa mezcla no se funde sino a $1,300^{\circ}$ i la operacion parece difícil de ponerse en práctica.

PROGRESOS EN LOS HORNOS DE REVERBERO

Se emplean estos hornos para la fusion de las matas (en caso de cargas demasiado pulverulentas), para la torrefaccion o para el refino.

Los progresos a señalar en la construccion de los hornos de reverbero son de dos clases:

a) Aumento de la capacidad;

b) Mejora de la calefaccion.

El mejor ejemplo que puede citarse de una fundicion donde dichos progresos hayan desempeñado un papel importante, parece ser el de las fábricas de Great-Falls.

Los hornos tratan 150 toneladas de mena cada veinticuatro horas, consumen 75 toneladas de carbon i producen una mata de 50 % de cobre. La solera tiene 12.75 m. por 4.75 m. Existen seis gasójenos por horno i las cámaras de recuperacion tienen las dimensiones siguientes:

Rejeneradores de aire: altura 4.10 m., lonjitud 1.40 m., anchura 2.60 m., superficie 3.90 m.

La mayor instalacion de hornos de reverbero se encuentra en la «Washoe Copper», en Anaconda. Comprende 14 hornos de 6.10 m. i 15.25 m.

Mas recientemente se han instalado en Anaconda hornos que tienen una lonjitud de 31 m. i hasta de 34 m. i una anchura de 5.80 m. La superficie de parrilla es de 10.4 m. Se consumen 52.6 toneladas cada veinticuatro horas i se trata durante el mismo tiempo de 250 a 300 toneladas de menas. Las cargas son de 14 toneladas de menas calientes, haciéndose cada ochenta minutos. Las coladas de mata son de 6 a 7 toneladas i las de escoria de 30 a 35, verificándose cada tres o cuatro horas, se utilizan los gases perdidos para la produccion de fuerza motriz, obteniéndose así 600 caballos.

Al dar estos datos indica M. Péters las tendencias interesantes de la marcha de los hornos de reverbero; insiste especialmente sobre la carga con menas calientes que salen directamente de los hornos de calcinacion; en ciertas fábricas se calienta hasta las menas que no tienen necesidad de tostacion, mezclándolas con las que tienen que sufrir esa operacion. Para aumentar el rendimiento, se tiene cuidado de no vaciar el horno enteramente, de manera que la mena caliente venga en contacto con el baño líquido. Se obtiene así una temperatura mucho mas regular i elevada.

M. Offerhaus (1) ha publicado un estudio mui interesante sobre la marcha de los hornos de Anaconda del último modelo. En su Memoria pueden hallarse datos sobre las materias primeras, los productos que salen del horno, matas, escorias, etc. Consignemos que la temperatura alcanza 1,500° por cima del puente i que los gases que se escapan del horno tienen 950°.

MÉTODO DEL REACTOR

Ese método, que se desprende de las patentes Thofehr i Saint-Seine, consiste esencialmente en insuflar simultáneamente, i en el mismo punto de la superficie de un baño metálico, una mezcla oxidante i escorificante formada de aire, de vapor recalentado i de sílice, produciéndose así simultáneamente la oxidacion i la escorificacion. Dicha insuflacion se verifica por medio de toberas, i resulta que en este caso la escorificacion se verifica por las materias introducidas en el horno i no a espensas del revestimiento, como sucede en la marcha en el convertidor. Además, los productos de oxidacion i de escorificacion no se

(1) *Metallurgie*, II, 1905.—pág. 63.

mezclan a la masa del baño, sino que son apartados a medida que se producen por efecto del chorro de los tubos i se acumulan hácia las paredes del horno. El chorro obra, pues, sobre un baño renovado constantemente.

Hé aquí la disposicion del aparato:

La figura 1.^a es una seccion lonjitudinal de un horno de reverbero para la práctica del procedimiento.

La figura 2.^a es una seccion horizontal del horno.

La figura 3.^a es una seccion trasversal.

La figura 4.^a es una vista parcial en elevacion de la tolva o caja de arena sobre la tobera de insuflacion de aire i de vapor.

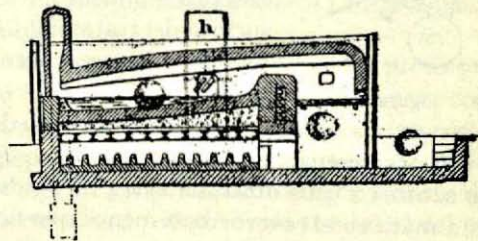


Figura 1

La figura 5.^a es una vista en plano, parcialmente seccional de las toberas.

El horno de reverbero es un horno corriente, en el cual ha sido adoptada una disposicion especial que permite la insuflacion simultánea de la mezcla de vapor recalentado, aire i arena. El vapor llega por un tubo *a*, pasa por un serpentín *b* dispuesto en el conducto de humos *c*, donde es calentado, i de ahí va por el tubo flexible *d* a las toberas *e*.

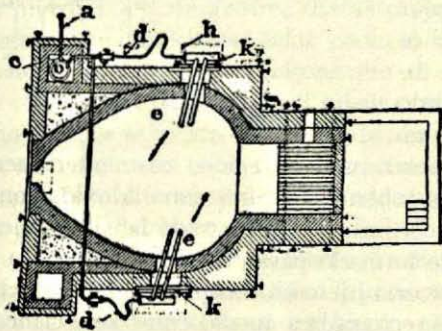


Figura 2

Estas (figuras 4.^a i 5.^a) presentan orificios que pueden estar mas o ménos abiertos por un manguito *f*, que sirve para regular la cantidad de aire que se introduce en el horno. La cantidad de vapor es regulada por el punzon *g*.

La arena que suministra la sílice necesaria para la escorificacion se encuentra colocada en una tolva o caja *k* (figura 4.^a), fijada sobre dos hierros en T de los montantes verticales que sirven de armadura al horno. Esta tolva está terminada por un tubo *i* que desemboca a plomo i muy cerca de los orificios de entrada de aire de la tobera. Un registro *j* dispuesto sobre el tubo *i* permite regular la cantidad de arena que cae por ese tubo i que es aspirada en los orificios de la tubería por la insuflacion de vapor.

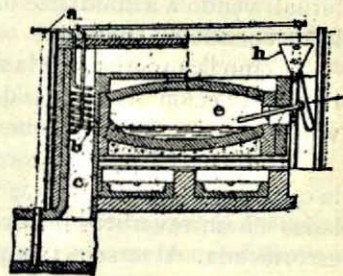


Figura 3

Las toberas descansan por el lado exterior sobre barras metálicas *k* (figura 2.^a) montadas sobre los hierros en T de la armadura del horno *i*, por el lado inferior, sobre ladrillos refractarios. Bajando las barras *k* i quitando ladrillos puede regularse la posicion de las toberas en altura, conservando su inclinación.

cion. El extremo de estas toberas, sometido a la accion de calor del horno, es fácilmente amovible por un ajuste de bayoneta, como se ve en la figura 5.^a

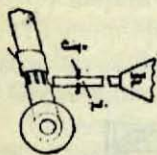


Figura 4

Para que se comprenda perfectamente la marcha de este procedimiento, a continuacion damos una descripcion sucinta del tratamiento, aplicado a la conversion de las masas de cobre en cobre metálico i al refinado de los cobres negros.

1.º Tratamiento de las masas de cobre:

Consideremos una mata tipo, de 33% de cobre, 33% de hierro, 33% de azufre i 1% de otras materias. Se funde esta mata en el reverbero, a ménos que no esté suministrada ya fundida por un cubilote, o que sea fundida en el mismo reverbero por la fusion de un mineral. Una vez fundida la mata, se empieza a soplar con una adiccion bastante grande de sílice en el chorro de aire i de vapor, siendo dicha cantidad solo regulada por el grado de reaccion producida sobre el baño. Como hemos dicho anteriormente, se forma una zona de reaccion, casi enteramente desprovista de escorias, enfrente de las toberas. En esta zona la oxidacion es mui activa, el hierro se oxida i se escorifica al contacto de la sílice puesta constantemente en presencia del óxido formado para producir un silicato de hierro mui fusible que, siendo una escoria lijera en comparacion de la densidad del baño, nada en la superficie i es rechazada a medida que se verifica el trabajo por la accion mecánica del mismo chorro. Esta escoria cubre toda la superficie del baño fuera de la zona de reaccion dominada por las toberas i protege por su sola presencia las paredes del reverbero contra la corrosion habitual, yendo a acumularse hácia la puerta de trabajo, por donde es fácil sacarla de cuando en cuando.

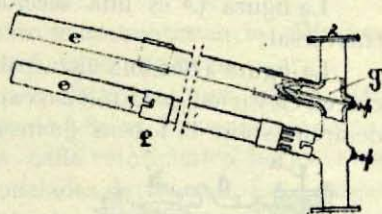


Figura 5

Como la superficie de la zona activa se encuentra renovada constantemente por la accion mecánica del mismo chorro, toda la masa a tratar pasa y vuelve a pasar bajo las toberas para experimentar su accion.

Despues de un tiempo relativamente corto de insuflacion, que depende de la cantidad de mata a tratar (seis horas, por ejemplo, para un baño de 50 toneladas en un reverbero bien construido), la mayor parte del hierro es oxidada i escorificada. Al mismo tiempo, una parte notable del azufre contenido en el mineral es trasformado en ácido sulfuroso, que se escapa por la chimenea. La masa ha llegado ahora al estado de mata blanca de cerca de 80% de cobre. Desde este momento, la cantidad de arena sílicea es disminuida hasta el minimum, o bien aplicada con intermitentacia para escorificar lo que queda de hierro en la masa tratada, manteniendo cubierta la superficie del baño fuera de la accion de las toberas por una pequeña capa de escoria, destinada a proteger las paredes del reverbero i evitar la accion sobre el baño de las impurezas contenidas en la llama del hogar, así como tambien para regular mejor la velocidad de la oxidacion que proviene de las toberas i del hogar. Durante este período del tratamiento, se quema el azufre marchándose por la chimenea, i el antimo-

nio, el arsénico, el fósforo i otras materias análogas son transformadas en combinaciones volátiles por el hidrógeno del vapor empleado, quemándose i escapándose tambien. Se obtiene finalmente un baño de cobre metálico con una lei elevada de 99% próximamente, que puede emplearse inmediatamente para la formacion de ánodos, o, si no contiene metales preciosos, hacerle pasar al refinado ordinario para obtener lingotes.

Si las matas a tratar contienen una proporcion útil de metales preciosos, especialmente de oro, la cantidad casi íntegra de este metal se encuentra concentrada en la primera cantidad de cobre precipitada durante el tratamiento, i esa precipitacion se verifica despues que el baño ha llegado al estado de mata blanca. Si entónces se saca con la cuchara la primer décima u octava parte del cobre precipitado, se obtiene disuelta en esa cantidad la casi totalidad del oro contenido primitivamente en la mata.

2.º Refinado del cobre negro.

Jeneralmente el cobre negro encierra próximamente 90% de cobre, 6% de hierro i 4% de azufre. Estas proporciones son en jeneral modificadas por una serie de impurezas, tales como el arsénico, el antimonio, el cobalto, etc., fuera de los metales preciosos que se encuentran a menudo en el cobre.

Se funde este cobre en el mismo reverbero que sirve para el tratamiento, a no ser que se vierta todo fundido al salir de otro horno; el chorro de las toberas obra sobre el baño fundido, primero con una fuerte adiccion de sílice para escorificar el hierro contenido i para crear una capa de escorias protectoras de las paredes del horno.

A medida que sale el hierro, se disminuye la cantidad de arena silícea, i para mantener la escoria bien líquida, se añade a la sílice una pequeña proporcion de cal. Cuando ya no hai hierro ni azufre que sacar, como deben haberse las demas impurezas escorificado o volatilizado miéntras tanto, se para el chorro de las toberas que se retiran del horno i se acaba el refinado del cobre obtenido, como de costumbre, por un derlingado.

Este método será del mismo modo aplicable a las matas de níquel.

El reactor ha funcionado en Duffel, cerca de Amberes, i, si estamos bien informados, se halla funcionando en una fábrica francesa e instalándose en otra. En la América del Sur se encuentra ya empleadó en varias fábricas.

JENERALIZACION DEL REFINADO POR ELECTROLISIS

No es nueva esta cuestion, puesto que la primera fábrica, que la instaló la *Mansfelder Gewerkschaft* de Eisleben, data de 1872. Pero merece señalarse la importancia adquirida por este método que, como ya es sabido, permite separar los metales preciosos. Exceptuando una sola fábrica (los establecimientos Nichols en América) se emplea en todas partes el montaje en serie de los electrodos.

Conviene tambien citar el empleo en Mansfeld de la electrolisis para tratar los cobres negros arjentíferos.

Este procedimiento será objeto de una publicacion importante durante el año actual, que dará a conocer los resultados obtenidos, segun el principio del método que ha sido elaborado por MM. Günther i Franke en el laboratorio del profesor Borchers en Aquisgran. Hace mucho tiempo que preocupa la cuestion

de la electrolisis de las matas, empleando éstas como ánodos, así como se hace con el cobre impuro. Basta recordar las investigaciones efectuadas con ese fin desde 1882 a 1885 en Stolberg.

Con el nuevo procedimiento, se evitan las dificultades partiendo de una mata que contiene de 72 a 80 % de $\frac{1}{4}$ cobre, obtenida, por ejemplo, en el convertidor. El electrólito está constituido por una disolucion ácida de sulfato de cobre i los cátodos se encuentran constituidos por chapas de cobre puro. El azufre se deposita en el ánodo. La corriente a utilizar seria de 50 amperios por metro cuadrado de superficie de cátodo, operándose a una temperatura de 50 a 60° i con un voltaje que se sostiene por bajo de un voltio.

El azufre se estrae de los *schlamms* por medio de un disolvente, i el residuo se trata para utilizar los metales preciosos. Ciertos cuerpos, como el níquel, se disuelven en el baño sin depositarse en el cátodo.

Las ventajas del método pueden resumirse así:

Supresion del tratamiento de la mata i obtencion directa del cobre electrolítico;

Supresion del desprendimiento gaseoso que se produce en el tratamiento de la mata;

Obtencion fácil del azufre bajo forma industrial;

Reduccion de las pérdidas en metales preciosos i hasta en metales ordinarios.

MARCHA EN «BOTTOM»

Se sabe que las fábricas de Eguilles han estudiado, hácia el año 1900, un convertidor especial, el selector, que permitia una marcha en *bottom*, marcha ya utilizada en el horno de reverbero. Diremos en pocas palabras en qué consistia:

Tratamiento de la mata en un convertidor esférico, al principio oxidacion i escorificacion del hierro, igual que en la marcha al convertidor. En este momento se hace la colada de la escoria i nueva insuflacion de aire, formándose cobre i reunion de metales preciosos en el primer cobre obtenido. Se junta este *bottom* en una bolsa especial situada en el flanco del convertidor, bolsa que se perfora despues de la decantacion recojiéndose así el cobre impuro, i se continúa luego la operacion para llegar al cobre bruto.

Se han fundado grandes esperanzas en este método, pensándose en que, quitando así las impurezas del cobre, se obtendria un mejor rendimiento en el refino electrolítico i se produciria un metal todavía mas regular que con el cobre impuro; se decia que concentrándose el oro enteramente en el *bottom*, la masa metálica a tratar era mas débil para obtener todo el oro contenido.

M. Guillet cree que hai que volver sobre esta opinion, i que el selector, como aparato que da fácilmente la marcha en *bottom*, ha pasado a la historia.

Las fábricas de Eguilles no le utilizan ya, i la razon está en que, hágase lo que se quiera, siempre hace falta pasar el cobre a la electrolisis porque el *bottom* no arrastra todos los metales preciosos, i las ventajas de electrolizar un cobre mas puro que el que se obtiene en la marcha corriente no han sido bastante claras para que pueda continuarse funcionando en *bottom*. No es ménos cierto que la forma esférica del selector corresponde a un excelente convertidor, es probablemente lo que sobrevivirá de este ensayo elegante.

Boletín de precios de minerales, productos metalúrgicos, salitre, combustibles, fletes i tipo de cambio internacional durante el mes de agosto de 1911.

COTIZACIONES EN LONDRES

COBRE — PLATA — SALITRE

FECHAS		COBRE EN BARRA	PLATA EN BARRA	SALITRE
		a 3 meses	a 2 meses	
		La ton. inglesa	Peniques p/. onza troy	Chelines por qq. español
Agosto	3.....	£ 56.17.6	23.15/16	9.2
»	10.....	56.17.6	24.1/16	9.1/2
»	17.....	57.0.0	24.	9.1
»	24.....	56.18.9	24.1/8	9.2
Término medio del mes.....		56.18.5	24.2/32	9.1.1/2

COTIZACIONES EN VALPARAISO

COBRE

FECHAS		Cotizacion europea	Cambio	PRECIO DE LOS 100 KS. LIBRE A BORDO			FLETES POR VAPORE	
				Barra	Ejes 50%	Minerales 10%	A Liverpool o Havre, sh. p./t.	A New York dollars p. ton.
Agosto	11.....	£ 57 5.0	10.5/8	\$ 116.90	49.70	6.19.1/2	35	\$ 8.75
»	25.....	56.12.6	10.23/32	114 50	48 58	6.06.3/4	35	8.75
Término medio del año....		10.21/32	115.70	49.14	6.13.1/8

PLATA - SALITRE - CARBON

FECHAS		PLATA	SALITRE		CARBON		
		Kgm. fino libre a bordo m/c.	95% al costado del buque, sh. por qq. español	Flete por buque de vela sh. por ton.	Cardiff Steam	Hartley Steam	Australia
Agosto	11.....	\$ 75.60	7.7.1/2	17.6	33 a 37	28 a 31	28 a 30.6
»	25.....	75.40	7.8	19.6	34 a 36	28 a 31.6	28 6 a 30
Término medio del año.....		75.50	7.7.3/4	18.6