

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

La produccion de plata sigue disminuyendo; hoy se produce anualmente 8 veces su peso de oro, en tanto que era de 22 en 1893. El precio se ha mantenido últimamente, por lo que se cree que la cantidad producida siga disminuyendo. La produccion de 1909 fué de 5,600 toneladas.

El tungsteno adquiere mucha importancia en la fabricacion del acero. En 1905 se pagó este metal de £ 24 a £ 26 la tonelada de 60% de TuO_3 , i hoy vale de £ 96 a £ 103. El mercado está en Hamburgo.

El cobalto se puede reconocer al soplete en la perla de bórax o de sal de fósforo en presencia del cobre, a la que al primero le da un color azul oscuro muy intenso que apaga al azul claro del cobre.

El manganeso es fácil de determinar cualitativamente en sus minerales. Basta fundirlo con una mezcla de carbonato de sodio i de nitrato de potasio en una cápsula de porcelana. El manganeso se transforma en manganato de cobre de color verde característico, que al contacto del aire húmedo se torna violado i que corresponde al permanganato así formado. Si la materia no tiene manganeso i con esta operacion el producto es amarillo, la sustancia contiene

romo. Dos óxidos de manganeso naturales tratados con ácido clorhídrico concentrado producen cloro que se reconoce por su olor i color verde, que denuncian la existencia probable del manganeso.

Borato de cal i bórax son los nombres con que equivocadamente se designa la boronatrocalcita i demas minerales con boro que producen nuestros yacimientos. El bórax es el biborato de sodio con 10 moléculas de agua, $B_4O_7Na_2 \cdot 10H_2O$. El borato de cal, que, conforme a las actuales teorías químicas debe llamarse *borato de calcio*, no es el mineral que se explota en las borateras chilenas, que ya nombramos como boronatrocalcita o borato de calcio i sodio hidratado. Es de interes no confundir estos nombres, puesto que esas sales tienen distinto precio en el mercado.

Las borateras de Chilcaya, en Tacna, son mas ricas en lei i cantidad que las de Ascotan en Antofagasta. Las primeras son todavía de capitalistas chilenos. El transporte del producto se hace ahora en *llamas*. La falta de ferrocarril impide el desarrollo de esta industria que se mantiene en estagnacion.

Los metales de color (de cobre), abundan i profundizan mucho donde el clima es seco i sin lluvias, como en el Desierto del Norte de Chile; miéntras que en las minas australes la lluvia arrastra la zona de oxidacion, i deja los sulfuros muchas veces al sol. Es posible que el afloramiento de las vetas en altos cerros sea condicion favorable para que la oxidacion sea mas intensa, penetrando por sus flancos. Por ejemplo, la mina Dulcinea de Puquios tiene color hasta 300 metros por lo ménos i aflora en un cerro. La mayoría de las minas del Desierto tienen metal de color en 60 metros de hondura.

La grasa de pino mezclada con alquitran toma conveniente consistencia para engrosar los cables en las minas.

Caleinar es palabra que en la práctica se aplica a toda operacion en que la temperatura no produce la fusion de la materia. Calcinar significa estrictamente descomponer el carbonato de calcio por el calor, trasformándolo en cal viva. La operacion de oxidar las piritas i bronces para la fundicion se llama tuesta i la operacion de secar la boronatrocalcita en hornos es una disecacion o secamiento.

El trabajo a trato no siempre es ventajoso en las minas, porque en ocasiones es difícil calcular el precio unitario.

Inspeccionar una mina de planes hácia arriba es ménos fatigoso que en sentido opuesto. En el último caso la subida directa, despues de haber visitado toda la mina, es pesada.

Planos inclinados con 6% de gradiente permiten la bajada de carros cargados i la subida de los vacíos con la fuerza de los primeros, rodando sobre rieles i mediante un cable arrollado en un tambor. Esta cifra naturalmente depende del peso de los carros i de su contenido. En la gradiente citada pueden trabajar carros de 370 kgs. de peso i que carguen 500 kilógramos.

Chicharras, timbres eléctricos i teléfonos se usan en los piques como anunciadores. La chicharra se aplica a piques verticales o poco inclinados. Consiste en un alambre o cordel que obra por medio de una palanca sobre un peso de fierro que golpea en una placa de igual metal. Si los piques son mui manteados (minas de carbon) hai que usar el timbre o el teléfono, porque la chicharra es mui pesada. La ventaja de ésta última es que puede usarse en cual-

quier punto del pique, permitiendo detener el balde o la java donde quiera que esté, cosa importante, por ejemplo, recorriendo la enmaderacion.

La pirita o bisulfuro férreo resiste mas que los sulfuros de cobre a la accion oxidante de los ajentes atmosféricos i donde aquellos han desaparecido por la erosion, despues de su oxidacion, todavia puede presentarse el sulfuro de fierro primario.

La cubicacion del metal «in situ», en una mina, da sistemáticamente cantidades de metal mas altas que las obtenidas despues de explotadas i beneficiadas, en 10 a 12%. Las causas de esta discrepancia son, que en la explotacion se mezcla al metal mas broza que al tomar la muestra, i que, siendo el metal mas quebradizo i pulverizable que la ganga en jeneral, al quebrar la muestra se obtiene mucho llampo que eleva el contenido fino. Esta última observacion vale mas para las minas de plomo, cobre i zinc que para las de oro.

La mesa Wilfley o Ferrari de concentracion vale en Chile en la costa entre 2 i 3 mil pesos moneda corriente. Aproximativamente, una de estas mesas, lava 12 toneladas de metal en 24 horas de trabajo i gasta 1 litro de agua por segundo.

Los costos de produccion minera se pueden reducir muchas veces aumentando los salarios de empleados i operarios. Con buenos salarios la calidad del personal mejora i la eficacia compensa el mayor gasto. Cuando un empleado u operario puede hacer el trabajo de dos, con igual resultado, es ventajoso preferir al primero con el sueldo total de los dos últimos; se reduce así el número de personas en la faena, éstas trabajan mas contentas, hai ménos probabilidad de entorpecimientos del trabajo por la inasistencia del personal i el jefe puede concentrar mas su atencion.

La monacita es un fosfato de cério, lántano i torio, con otros metales raros. Es trasluciente u opaco, de gris a amarillo, tambien pardo, rojo i verde, con peso específico de 4.9 a 5.3 i con dureza de 5 a 5.5. Se distingue, por ejemplo, del cuarzo teñido en que aquella se puede desmenuzar con los dientes. Es la fuente de produccion del nitrato de torio, sustancia que se emplea en la fabricacion de las camisas para luz incandescente. Se produce principalmente en Brasil i Estados Unidos. Buen mercado hai en Alemania para las arenas monacíticas cuya lei en óxido de torio es de 3% a 7%. Se encuentra en depósitos aluviales de arena i en las playas. Proviene de la descomposicion de rocas felpáticas como la pegmatita, sienita i gneis que contienen óxido de torio en proporcion de 0.07 a 0.2%, sus yacimientos se producen por la erosion i concentracion de estas rocas. Las arenas monacíticas se lavan i concluyen de concentrarse por el procedimiento electro magnético que da productos con 95% de monacita, la cual contiene algo mas de 3% de óxido de torio. El precio de la monacita es aproximadamente de \$ 1.20 de rod. el kilógramo de concentrados.

El cristal de roca natural, llamado tambien *flint*, se usa principalmente en la fabricacion de los vidrios. Su precio es alrededor de \$ 50 de rod. la tonelada.

El desagüe de Chañareillo se mira ahora desde el punto de vista de la irrigacion, cuyos estudios están tomando impulso en el pais.

El impuesto al cobre ha llamado cierta atencion últimamente. Creemos

que este impuesto, para no ser perjudicial a la industria, debiera aplicarse solo cuando el precio en el mercado pasa de cierta cifra, por ejemplo, de £ 60, que el impuesto fuera proporcional al precio i que fuera mas gravoso para los metales de cobre i el eje que para la barra de cobre, a objeto de obstaculizar la esportacion de los productos crudos i semi-manufacturados. Creemos tambien que este impuesto podria llegar a ser beneficioso para la industria si se destinara todo a su fomento i al auxilio material que el fisco debiera otorgarle.

La conversion del eje en cobre ha experimentado gran vuelo con el uso de los forros básicos en los convertidores. Estos permiten la introduccion de los materiales escorificantes por sus toberas, i de este modo se obtiene mejor provecho de los llampos i concentrados que se benefician a bajo costo.

El precio del níquel es actualmente alrededor de 170 la tonelada, de £ 65, la de aluminio, de 9s. 10d. la libra de cobalto, de £ 33, la tonelada de antimonio i de 7s. 6d. la libra de bismuto.

El origen del cobre nativo de Lago Superior es el siguiente, segun A. C. Lane: El cobre fué precipitado de soluciones alcalinas de cloruros contenidos en las areniscas por el calor de la lava que corrió por éstas. Estos yacimientos se encuentran tambien en Bolivia, Alemania i otras partes i se nota que presentan los siguientes caracteres. El cobre se encuentra en terreno sedimentario, rojo; el depósito de cobre se produce con el paso del color rojo al blanco de las areniscas; las areniscas rojas están asociadas a lavas basálticas oscuras con mucho óxido ferroso i alrededor de 0.02% de cobre diseminado en ellas i, el agua, especialmente en hondura, contiene mucho cloruro alcalino i tierra alcalina; el cobre nativo no forma parte de vetas de fractura, sino que se encuentra impregnando la roca; el cobre está jeneralmente acompañado de zeolitas, silicatos, que se depositan en aguas calientes.

El hierro en planchas cuesta en nuestra costa alrededor de 9 a \$ 10 m. c. los 46 kilogramos. El acero en planchas vale \$ 2 mas. El acero para barrenos de minas cuesta cerca de \$ 17.00 m. c., los 46 kilogramos..

La seccion de un pique debe determinarse tomando en consideracion los siguientes factores: hondura, vehículo de transporte, cantidad de saca estrai-da, cantidad de agua agotada, ventilacion, calidad del terreno, clase de máquina de extraccion, gastos de operacion, capital disponible.

Un barretero con trabajo a mano i avanzando a fronton cerrado, en roca de dureza media, corre 2 metros en 25 dias hábiles por mes, dando a la labor una seccion de 2×1.20 metros. El volúmen que estrae es, pues, de 4.8 metros cúbicos, que, con densidad 3, equivale a 14.400 kilogramos. El producto diario es entónces de 576 kilogramos. Esta cifra puede llegar a 800 kilogramos.

Los baldes de piques de extraccion que se abren por su parte lateral inferior deben tener un fondo inclinado a lo ménos 50° sobre la horizontal i una puerta de dimension suficientemente grande para que la descarga sea rápida.

Las guias de cable en un pique pueden fijarse en cada extremo, ya sea a una sola pieza horizontal colocada en el plano de las guias, ya sea separadamente una de otra. Cuando se usa una sola viga, es odioso mantener todas las guias tirantes, pues al apretar una se suelen aflojar las demas debido a la flexion de la viga. La viga superior debe ser bastante larga i gruesa, porque no es fácil apoyarla en su centro; la viga inferior se empotra en las cajas del

pique. Si las guías se fijan separadamente, las vigas pueden hacerse mas cortas i de menor dimension; en su extremo inferior las guías se amarran a un *ojo de pollo* de cabeza inferior ancha; éste se mete en un taladro hecho en el plan del pique, de mayor diámetro que el ojo de pollo i en seguida se rellena con plomo fundido.

El avance de un pique a hondura debe hacerse dejando un entrepuente en su plan, labrando un pique ausiliar al lado i tomando despues la vertical del pique principal por una cortada, en caso de que éste tenga agua o de que las guías de cable usadas estén amarradas al plan. El entrepuente tendrá el grueso suficiente para su resistencia, por ejemplo, un metro, i será atravesado, si no molesta el agua, por cuatro taladros para tender las plomadas. En lo posible debe evitarse el entrepuente, que obliga a un apireo costoso por la cortada i el pique ausiliar, trabajo bastante caro i lento que eleva fuertemente el costo de perforacion. A ser posible, el pique se debe continuar sin entrepuente, o con entrepuente solo en parte de la seccion del pique, si es que sea de tamaño adecuado, i el torno de estraccion o la cigüeña mecánica podrán levantar entónces la saca hasta la cancha de carga de los baldes.

Para ejecutar este trabajo es preciso que el plan del pique quede a unos 6 metros debajo de la cancha inferior, a fin de que la enmaderacion i guías del pique no sufran con la esplosion de los tiros; en caso contrario habrá que proceder con mucho cuidado en la carga de los tiros i cubriendo el plan en avance con planchas de fierro adecuadas.

La carretilla de mano es un instrumento de trasporte que no debe ser empleado para distancias mayores de 50 metros en jeneral, i la pala no es recomendable para distancias de mas de 5 metros; el material no debe levantarse mas de una vez con pala.

El trabajo al pirquen, esto es, por peso i lei, en las minas de trabajo organizado no puede aceptarse como bueno. El arranque al pirquen i el escojido interior en esa forma pueden ser aceptables; pero no su realizacion en cancha, que cada pirquinero la hace separadamente en pequeña escala i con trabajo manual, sin que el trabajo de la cancha pueda hacerse a mas bajo costo por medio de máquinas. El pirquinero puede dar buen servicio entregando su metal en la concha interior del pique donde le será recibido i pagado por volúmen, siempre que el metal sea homogéneo i que su lei no pueda hacerse variar a voluntad. En esta condicion el metal extraido será conducido con el resto de la produccion a los harneros, máquinas chancadoras, etc., i realizado con mas economía a menor precio. Las granzas, si en conjunto, no permiten un tratamiento mecánico de escojido en mesas o correas, podrá sin mayor costo, ser entregado a cada pirquinero para su escojido; pero en el otro caso, no podría aceptarse esta solucion mas cara. El uso de muebles con tantos harneros de clasificacion como pirquineros haya, para mantener el producto de estos operarios, no es aceptable. Una sola série de harneros es suficiente, si se instalan bien en el peinecillo del pique de modo que los productos sean recibidos en tolvas i carros para su separacion voluntaria en cuantos grupos se desee; la instalacion mas barata podrá hacerse así mas perfecta, en una cancha de menor espacio.

El escojido de las granzas en correas transportadoras no puede aplicarse

con ventajas sino se trata de cantidades considerables que compensen el gasto de fuerza motriz. Pero si este sistema no puede aplicarse en muchas de nuestras minas, en cambio se puede hacer algo mejor de lo que comunmente se hace. Hoy las granzas se reciben en carros, se vacian al suelo, i el metal i la broza despues de escojidas, se cargan a pala en carros i se conducen a las tolvas i desmonte. El trabajo a pala que es tan caro, puede eliminarse, si se construyen al lado i nivel de la cancha de escojido tolvas para el metal i para la broza, adonde inmediatamente se puedan echar los productos de la realizacion. En carros debajo de estas tolvas, se consigue así un trabajo bastante económico. Sustitúyase la pala por la tolva i entónces podrá reducirse el costo del trabajo de las minas mas de lo que puede pensarse, restringiendo el trabajo del hombre i disminuyendo las pérdidas de metal.

¿Por qué usamos tan poco las máquinas en nuestras minas? Porque nuestros trabajos de reducida magnitud solo se hacen en minas ricas, que soportan el trabajo primitivo a fuerza de hombre; porque no se dispone de capitales para hacer instalaciones perfectas; porque muchos de nuestros dueños de minas no son mineros i no siéndolo, no se atreven a innovar en los sistemas bárbaros de trabajo que, a pesar de todo, les rinden espléndidas utilidades; porque su misma ignorancia en materias mineras i su espíritu de especulacion tan estendido en esta industria, los ha conducido a trabajar las minas precipitadamente, sin dejarles asegurada una vida por un tiempo determinado i, por tanto sin que así pueda garantizarse una inversion considerable de capital; porque el combustible es caro i la fuerza del hombre barata, aunque esta razon desaparece en una faena de trabajo mas o ménos considerable; porque faltan operarios i empleados idóneos para la aplicacion de buenos sistemas, para la instalacion i para el trabajo de las máquinas; porque no es posible contar con esta clase de hombres, miéntras no se remunere con buenos sueldos i porque todavía no se comprende que operarios i empleados bien pagados, significan una economía i no un mayor gasto. Un ingeniero yanqui recién llegado ha dicho que en ninguna parte del mundo, ha tenido ocasion de ver una industria minera mas atrasada que en algunos de estos paises de América del Sur; i si nosotros dejamos constancia en estas líneas de su opinion no es para que nuestros lectores la tomen a mal; es para que se sientan heridos en su amor propio, i no con el objeto de enrostrarle sus palabras; ántes al contrario, de agradecerse las, i contribuyan empeñosamente al progreso de una industria, que si hasta ahora ha sido i sigue siendo de grandes provechos para estos paises, puede llegar a ser de honra para el mundo entero.

F. A. SUNDT.
Ingeniero de minas.



Variacion de la llama de un convertidor de cobre

Hai dos períodos principales en el procedimiento de la conversion del eje de cobre. En el primero se elimina el sulfuro de fierro; en el segundo se espulsa la última parte de azufre unida al cobre. El primer período se llama de *escorificacion* i se caracteriza por el color verde de la llama, debido a la formacion de silicato de fierro. Las reacciones de este período son bien conocidas; el oxígeno del aire insuflado produce óxidos de cobre, fierro i azufre, el primero de los cuales reacciona inmediatamente sobre el sulfuro de fierro restante, produciendo otra vez sulfuro de cobre i mas óxido de fierro. Este último se une a la sílice del forro orijinando silicato ferroso, el azufre correspondiente escapa como SO₂. El producto principal de este período es el *eje plateado*, prácticamente sulfuro cuproso puro.

Cuando el primer período de escorificacion ha terminado, se vacia la escoria i el eje plateado se sopla hasta producir cobre, operacion que constituye el segundo período. En éste la reaccion principal produce la eliminacion del azufre i cobre metálico, orijinado el último por la accion mútua del óxido de cobre i del sulfuro de cobre. Durante este período la llama es mas pequeña, ténue, no luminosa i de color rojo-púrpura a bronce-púrpura.

Ademas de estos colores principales que caracterizan los dos períodos, aparece al principio de la operacion un color rojo-pardo abundante i otro blanco azulejo al fin del período de escorificacion. El primero de éstos se debe al carbon que se echa al convertidor i a otros ingredientes estraños del eje que se oxidan primero; posiblemente tambien a una cantidad excesiva de azufre quemado a las bajas temperaturas del comienzo de la operacion, i ademas al óxido de fierro no escorificado. Respecto al color azul-blanco que marca el fin del primer período nos ocuparemos despues.

El avance de la conversion del eje primitivo a eje plateado i despues a cobre ampollado, se indica i controla en la fundicion por medio de la llama que vomita el convertidor. Los cambios sucesivos de su aspecto se notan perfectamente, i con alguna práctica los períodos de la operacion se siguen sin dificultad. Los cambios de color i forma son graduales; pero el bogador de la escoria de una mirada conoce el estado de avance de la conversion, la temperatura, composicion i naturaleza del eje i escorias.

En jeneral, la série de colores de la llama del convertidor no varia mucho en las diferentes localidades; pero el tamaño i luminosidad depende principalmente de la naturaleza de la carga i las condiciones de trabajo. Los colores se hacen mas intensos con la mayor temperatura, mayor presion del viento i rapidez de la operacion, i tambien por la presencia de lo que se llaman constituyentes secundarios del eje, como el zinc, plomo o arsénico, que escapan como humos blancos, que aumentan considerablemente la luminosidad de la llama.

Jeneralmente se presentan las cuatro siguientes variaciones en el aspecto de la llama:

Al principio de la conversion.....	Oxidacion de constituyentes secundarios, oxidacion del fierro, azufre i carbon.	Llama rojo-pardo oscuro acompañada de mucho humo.
Periodo escorificante...	Oxidacion del sulfuro de fierro i formacion de escoria de silicato ferroso.	Llama verde manzana vivo.
Periodo del eje plateado.....	Oxidacion del cobre i formacion de silicato de cobre.	Llama blanco-azulejo.
Reaccion a cobre ampollado.....	Oxidacion del azufre.	Llama tenue rojo púrpura.

El sistema de conversion del eje en convertidor varia con cada localidad i aun en un mismo plantel, segun la rapidez de produccion, lei del eje i su temperatura; condicion del forro del convertidor i estado de los tornos de moldes i de refina; segun que todo el ciclo de cambios se verifique o nó en sucesion regular en un convertidor, que podria estar en la formacion del eje plateado con adiciones sucesivas de eje primitivo, o en la produccion de cobre ampollado con agregados continuos de eje plateado de otros convertidores.

En la fundicion de Washoe, Anaconda, Montana, en que se hizo observaciones, el trabajo normal es llevar el eje a eje plateado, vaciar las escorias cuando sea necesario, despues convertir a cobre ampollado, i vertir el metal resultante en órden regular. El eje tiene 45% de cobre; se cargan cerca de 8½ toneladas a una temperatura media de 900°C., con el convertidor en posicion hácia arriba i con 16 libras de presion por pulgada cuadrada. Se echan algunos pedazos de carbon ántes i despues de vaciar el eje.

Durante la carga se desprenden copiosos i pesados humos blancos acompañados de una llama de color rojo a rojo-pardo. Esto se debe, como se ha dicho, a los humos de zinc, plomo i arsénico, a la oxidacion del azufre, i fierro i al efecto del carbon.

El convertidor se inclina algo hácia atras i comienza la conversion. La llama ha disminuido algo de tamaño, su color es siempre rojo a rojo púrpura durante dos a ocho minutos, despues de los cuales comienza a aparecer el verde en la humosa llama roja, en el período inicial de la formacion de la escoria. El verde aumenta mas i mas hasta que la llama toda toma vivo color verde manzana mas o ménos despues de 15 minutos de conversion. Es tambien mas brillante i llena, i es acompañada de copioso humo; la escorificacion del fierro está ahora en toda su fuerza i el baño, caliente. Despues de 40 a 45 minutos de trabajo (segun las condiciones de la operacion) se dejan ver ocasionalmente en la llama relámpagos azules, que aumen tan progresivamente hasta tomar color azul-blanco.

Esta es señal de que la mayor parte del cobre se ha escorificado, que el baño es de eje plateado i que se está formando silicato de cobre, hecho este último al que se atribuye la coloracion de la llama. El óxido de cobre en presencia de tanta escoria produce silicato de cobre ántes que combinarse con el sulfuro de cobre, especialmente si la temperatura es alta.

El hecho de que los marcados colores verde i azul se deben a la formacion

de silicatos de hierro i de cobre, es interesante; estos colores no se producen a ménos que los óxidos respectivos se escorifiquen.

Alcanzado el período del eje plateado, la escoria se vacia i boga hasta que el rastrillo bogador descubra signos del eje, que se presenta con apariencias de manchas de grasa en la hoja de hierro.

Si se estima necesario, se agrega ahora una carga de residuos i material silíceo, en parte para enfriar la carga, i se continúa la conversion. A menudo se boga préviamente la escoria ántes de llegar el período del eje plateado i miéntras la llama es verde; pero dando indicaciones de azul, a objeto de impedir una acumulacion excesiva de escoria. Se continua soplando despues, aparece la llama puramente verde-manzana i se termina obteniendo eje plateado. El primer período de soplo basta a obtener eje plateado; ocupa cerca de 60 minutos.

La segunda parte de la conversion comienza con una llama rojo-pardo vivo i humo; pero este disminuye gradualmente i es reemplazado por una llama tenue rojo púrpura de algunas brillantéz con algo de humo; así continúa, con pequeño cambio, hasta finalizar la operacion. La temperatura del baño se conoce por la llama; el rojo-pardo indicado corresponde a la correcta temperatura. Si es mui roja el baño está frio i hai que agregar carbon; si el matiz es anaranjado el baño está mui caliente i hai que agregar residuos.

El fin de la conversion es mas difícil de conocer, porque el tamaño i color de la llama son algo dudosos; pero un signo importante es la emision de pequeñas partículas de cobre que no se pegan a la caperuzza del convertidor sino que rebotan en ella. Este es el momento en que el operador debe usar toda su habilidad i juicio. Además, el baño se ensaya examinando una pequeña cantidad vaciada al suelo; si la superficie del cobre es rugosa i desigual el resultado es satisfactorio. El segundo período de la conversion demora 60 a 75 minutos.

En seguida se anotan algunas observaciones hechas durante una conversion:

Convertidor A.—Carga de eje; cargado a las 2.25 p. m., llama roja; 2.29 p. m., aparece el verde; 3 p. m., el verde se hace mas intenso; 3.17 p. m., verde vivo; 3.18 p. m., se boga la escoria, sin encontrar eje; 3.21 p. m., aparece el azul; 3.27 p. m., llama principalmente azul; se boga la carga i se cargan residuos.

Convertidor B.—Carga de eje plateado; cargado a las 4.13 p. m., se añaden residuos; 4.14 p. m. se vuelca el convertidor, llama roja; 4.16 p. m., llama rojo-púrpura; 4.18 p. m., a 5.20 p. m., llama flor de durazno a bronce púrpura.

(Del *Engineering and Mining Journal*).

DONALD M. LEVY.



Cálculo del rendimiento en la concentracion

Sucede con frecuencia que se desea conocer cuál es el rendimiento obtenido en la concentracion cuando no se conoce el peso de los productos. Las fórmulas siguientes son teóricas; pero deberá siempre tenerse presente que se fundan en las siguientes suposiciones:

(1) Que las muestras tomadas representan, sin error, el promedio del material.

(2) Que los ensayos de las muestras son absolutamente correctos.

Relacion entre la concentracion i el rendimiento.—Aceptadas las dos suposiciones anteriores, podemos combinar i trasformar ciertos símbolos i obtener espresiones para el % de aprovechamiento i rendimiento de la concentracion, que solo contengan las cantidades conocidas, a saber: Lei del mineral, lei del relave i lei del concentrado.

De las cantidades conocidas, sea a , la lei del mineral, b , la del relave, i c , la del concentrado. De las cantidades desconocidas, sea x , el número de toneladas del mineral, y , el de toneladas del relave, i z , el del concentrado. Las ecuaciones siguientes son evidentes:

$$(1) \quad \frac{x}{z} \Rightarrow \text{grado de concentracion}$$

$$(2) \quad \frac{100 \ c \ z}{a \ x} = \text{por ciento aprovechado}$$

$$(3) \quad a \ x = b \ y + c \ z$$

$$(4) \quad x = y + z$$

Por transformacion de las ecuaciones (3) i (4), podemos obtener espresiones de las ecuaciones (1) i (2) que contengan solo los términos a , b i c , como sigue: Multiplicando (4) por b i restando de (3), el producto, tenemos:

$$a \ x = b \ y + c \ z$$

$$\begin{array}{r} b \ x = b \ y + b \ z \\ a \ x - b \ x = c \ z - b \ z \end{array}$$

Transformando resulta:

$$(5) \quad x (a - b) = z (c - b), \text{ o sea}$$

$$(6) \quad \frac{x}{z} = \frac{c - b}{a - b} = \text{grado de concentracion, o}$$

$$(7) \frac{z}{x} = \frac{a-b}{c-b}$$

Ahora, sustituyendo (7) en (2), tenemos:

$$\frac{100 c(a-b)}{a (c-b)} = \text{por ciento aprovechado.}$$

Resulta, entónces, que tenemos las dos siguientes fórmulas útiles:

$$\text{Por ciento aprovechado} = \frac{100 c (a-b)}{a (c-b)}$$

$$\text{Grado de concentracion} = \frac{c-b}{a-b}$$

No siempre será poco decir que las fórmulas anteriores deben usarse con cuidado. Cuando en un plantel de concentracion los pesos de mineral i concentrado se toman diariamente, i cuando se tienen datos de la fundicion que se usan de comprobantes, estas fórmulas son útiles para comprobar la calidad de las muestras i de los ensayos.

Comprobacion por los pesos efectivos.—En pequeños experimentos, en que se toman por diversas personas cuidadosas muestras a mano en diversos puntos de la concentracion, i tomadas, de diverso modo, yo he adquirido suficiente confianza en las fórmulas i las uso como guia para sentar los resultados; pero finalmente todos los resultados deben comprobarse por los pesos efectivos de los productos. Si las muestras se toman i ensayan con cuidado, el aprovechamiento por pesos casi en todo caso concuerda con el aprovechamiento teórico deducido de las fórmulas.

Errores que pueden afectar los resultados.—Es instructiva una investigacion del efecto de ciertos errores. Supongamos primero un error fijo en la muestra i en el ensaye, de n por ciento en exceso. Entónces, segun las fórmulas, el por ciento aprovechado será:

$$100 \times \frac{(c+n c) (a+n a - (b+n b))}{(a+n a) (c+n c - (b+n b))}, 0$$

$$100 \times \frac{c (1+n) [a(1+n) - b(1+n)]}{a (1+n) [c(1+n) - b(1+n)]}$$

Pero $1+n$ se elimina i es evidente que un error constante no afecta el resultado. Esto, sin embargo, es una condicion que raramente se presenta en la práctica.

Mas a menudo la condicion es la siguiente. aunque los errores no son tan grandes:

- 1) Muestra A tomada de carros a mano; error, digamos, de 1% en exceso.

2) Muestra B tomada por un muestreador en el final del establecimiento; error, digamos, de 2% en defecto.

3) Muestra C tomada a mano de las tolvas de concentrados; error de 2% en exceso.

4) Ensayes A B i C, volumétricos hechos por un operador que no llega al punto límite de la titulación, faltándole o. i. c. c. Por conveniencia, este error lo tomaremos en 3% en defecto para el mineral, 10% en defecto para el relave i 1% en defecto para el concentrado.

Aplicando estos valores erróneos en nuestra fórmula, tenemos que el por ciento aprovechado es:

$$100 \left(\frac{\left(c + \frac{2c}{100} - \frac{c}{100} \right) \left(a + \frac{a}{100} - \frac{3a}{100} - b - \frac{2b}{100} - \frac{10b}{100} \right)}{\left(a + \frac{a}{100} - \frac{3a}{100} \right) \left(c + \frac{2c}{100} - \frac{c}{100} - b - \frac{2b}{100} - \frac{10b}{100} \right)} \right) \text{ o sea,}$$

$$100 \left(\frac{c \left(a - \frac{88b}{98} \right)}{a \left(c - \frac{88b}{101} \right)} \right)$$

Ahora, si los valores verdaderos son: mineral, 3%; relave, 1%; i concentrado 12%, el aprovechamiento real teórico será 72.7%, pero por los ensayos erróneos el aprovechamiento teórico es de 75.3%.

Como los errores supuestos son mas grandes que los que puedan admitirse prácticamente, ¿a qué se debe una mayor discrepancia que la obtenida, i que se encuentra en la práctica en sentido contrario? Es frecuente calcular en la práctica el rendimiento por el cálculo, i a fin de ilustrar mas los efectos de este sistema, pondremos otro ejemplo. A este objeto, definiremos tres términos:

1) El aprovechamiento teórico real. Entendemos por éste, la cifra que toma en consideracion cada átomo i molécula i que no se puede determinar prácticamente con perfecta exactitud, que nadie conoce, pero a la cual tratamos de aproximarnos en nuestras muestras i ensayos.

2) El aprovechamiento teórico aparente. Se basa en la aplicacion de las fórmulas anteriores con las cifras obtenidas en las muestras i ensayos como representantes del valor del mineral, relave i concentrado. Como se ha visto, dan ancho márgen a nuestra credulidad hasta encontrar una diferencia de 2.6 unidades.

3) El aprovechamiento efectivo, que se encuentra en los libros de la mina obtenido por el ensaye i peso de los productos. Este llega a ser 10% menor que el aprovechamiento teórico.

Definidos estos términos, supongamos que el aprovechamiento teórico real sea de 75%, que el aprovechamiento teórico aparente sea de 77.5%, i que el aprovechamiento efectivo sea de 67.5%. Debemos buscar dónde está la causa de una diferencia de 7½ unidades.

Probablemente hai tres posibilidades de error independientes i que no contribuyen a la incórrccion de las muestras i ensayos:

1) Errores de la determinacion de humedad. Esta determinacion se puede hacer, sin cuidado, fácil i exactamente. El error, que a menudo es grande, viene mas bien en la muestra que en el ensaye de humedad en la muestra; minerales de minas húmedas i arcillosas i concentrados húmedos son difíciles de muestrear con exactitud. Si el ensaye de humedad da un resultado en exceso, el aprovechamiento resulta en defecto. Inversamente, si la humedad resulta menor, el aprovechamiento deducido del peso i lei es excesivo. Considerando los diversos métodos de muestreo del concentrador húmedo para determinar la humedad, se llega a encontrar que la cantidad de humedad determinada es siempre mas alta que la verdadera, i entónces el aprovechamiento resulta menor que el verdadero.

2) Errores de peso. A este respecto hai poco error, pero la tara de los carros a menudo se determina por una sola pesada i no se modifica por el tiempo húmedo o seco o por pérdida de partes. En un caso reciente en una mina famosa el error de peso debido a falta de honradez del empleado era de 40 a 50 toneladas diarias en exceso de mineral, error que llegaba a 20%. El error mas comun de pesada reside en la mala medida.

3) Pérdidas de movilizacion. A menudo estas son grandes. Concentrados remitidos a Europa a granel pueden perder 5% de su peso, o concentrados depositados en pilas abiertas pueden disminuir rápidamente por efecto del viento. Estas dos pérdidas, sin embargo, se deben considerar al calcular el rendimiento efectivo.

En un establecimiento diariamente se acumulan residuos que se pierden en el suelo i los operadores cuidan de no mezclar este material con el que va a los muestreadores de relaves.

Despues de esta breve revista de los posibles errores, el aprovechamiento teórico aparente i el aprovechamiento efectivo en el caso considerado resulta así: Aprovechamiento teórico aparente, 77.5%; aprovechamiento efectivo, 67.5%; errores de muestra i ensaye, 2.5%; errores de ensaye de humedad, 1.5%; errores de peso, 2%; pérdidas de movilizacion, 4%. El cuidado de los detalles de estas operaciones, siempre contribuirá a reducir la diferencia entre el aprovechamiento teórico i el efectivo.

(De *The Engineering & Mining Journal*).

THEODORE J. HOOVER.



La minería primitiva en La Serena

(Capítulo de la obra en preparacion «Historia de La Serena»)

La minería en La Serena se redujo durante el siglo XVI a la explotacion del oro de lavadero, principalmente en Andacollo, adonde iban las cuadrillas

de indios de encomienda desde Atacama hasta Choapa. Los otros lavaderos conocidos eran los del Espíritu Santo en el departamento de Illapel, que llegaron a tener gran desarrollo i, por último, el de Madre de Dios (1) en las vecindades de Huana en Combarbalá.

Desde los tiempos de Aguirre i cuando volvía éste de Tucuman en 1554 a tomar el gobierno de Chile por muerte de Valdivia, el Cabildo de Santiago exijia de Aguirre «que no perturben, estorben ni contradiga él ni otro por él « que con las cuadrillas de indios DE LOS VECINOS DE ESTA CIUDAD (Santiago), « no se saque oro en los términos de la dicha ciudad de La Serena». (2) Consta, en efecto, que en las minas del Espíritu Santo trabajaban las cuadrillas de Gonzalo de los Rios i de Juan Godines de sus encomiendas de Santiago.

La explotación del oro en Andacollo se hacia únicamente en los años i meses en que corria agua por las quebradas de aquel vasto mineral i nunca por mas de ocho meses. (3)

Los encomenderos nombraban un MINERO, o sea un administrador que dirijia los trabajos de varios encomenderos a la vez.

El MINERO designaba los puntos de explotación i de lavado de las tierras, i recojia en la tarde el producto del día de cada indio. El lavado se hacia en BATEAS de madera manuales (las mismas que hoi se usa por los industriales pobres), i, así el trabajo se contaba por BATEAS i no por indios. Como solo podia destinar al trabajo cada encomendero una sexta parte de sus indios, solo se le permitia usar el número correspondiente de BATEAS, i nada mas.

Tanto el cura de Andacollo, como el protector de indijenas i el alcalde de minas, debian vijilar que no hubiera mas bateas que las que correspondia a cada uno.

Los caciques de cada encomienda iban tambien a Andacollo con sus indios porque ellos tenian jurisdiccion propia sobre ellos, i a los mismos encomenderos les convenia que hubiera obediencia i respeto en esos duros trabajos.

Ya hemos dicho que despues de la noticia de la muerte de Valdivia (1554) los indijenas de Andacollo, amenazaron tomar las armas i el alcalde de minas dió cuenta de que «toda la tierra estaba rebelad». Pedro Cisternas, alcalde de Serena, apresó a varios i ajustició a dos caciques, entre ellos al principal de Copiapó.

Los caciques tenian tambien que designar los que debian trabajar en la MITA, i ellos tenian tambien un derecho que cobrar de sus indios como caciques.

La jurisdiccion criminal residia tambien en los caciques, para delitos leves (4) i de ahí que su presencia fuera indispensable en las minas.

(1) Equivocadamente el señor Sayago (Páj. 291 de su Historia de Copiapó) i el señor Silva L., que lo sigue, han afirmado que Hernando de Aguirre trabajó minas de oro, i aun citan los minerales explotados i agregan que benefició sus minerales en un «trapiche». Tuvo Aguirre trapiche pero para moler la caña de azúcar, como consta de todos los títulos de propiedad i escrituras de venta de esas propiedades de Copiapó que aquí acompañamos. La pólvora era muy escasa i cara en aquellos tiempos i solo se usó en las minas de labor en roca en el siglo XVII.

(2) Acta de 9 de abril de 1554.

(3) Esto es lo que se llamaba la «demora» o periodo de trabajo.

(4) Lei XIII, Tít. 7.º del Lib. VI de Indias.

La distribución del trabajo del oro ya la hemos indicado. El quinto de lo extraído, libre de gasto para el Rei. Del resto, la sexta parte para el indio, una pequeña cantidad para el correjidor i otra para la DOCTRINA (el cura del lugar) i otra para el protector de indijenas (1).

Las cantidades de oro que cada indio extraía se calcularon entre medio, i un peso oro al día (2).

Sobre estas explotaciones del oro de lavaderos tenemos un dato de don García Hurtado de Mendoza escribiendo al Rei, despues de su salida de Chile, quizá cuando era Virrei (1580).

Hablando del territorio de La Serena decia: «en todo él, no hai MIL QUI-
«NIENTOS INDIOS i es tan rico de minas de oro que solo estos indios dan de
«provecho EN CADA UN AÑO, a sus encomenderos MAS DE 100,000 PESOS (cas-
«tellanos) DE ORO, i si estuviere poblado de mas jente seria la mas rica cosa
«que hubiese en aquellas provincias».

El tesorero Francisco de Gálvez de Santiago, dice que en la ciudad de Santiago «i en LA DE LA SERENA se saca el ORO EN LAS QUEBRADAS I ARROYOS
«i en tiempo que suele haber aguas, porque en estas ciudades para sacar al-
«gun oro tienen necesidad DE QUE LLUEVA».

«Lo que S. M. tiene en estos reinos», añade Gálvez, «son los quintos de
«oro, los cuales serian como TREINTA I CINCO A CUARENTA MIL PESOS CADA
«AÑO».

Nada hai, pues, de minas de oro de veta ni de trapiches de molienda, ni de beneficio de minerales auríferos, si no solo lavaderos como los que siguen hasta hoi en las quebradas i arroyos de Quilpué i Andacollo i otros lugares del Sur.

La época de Francisco de Riveros es la del nacimiento de los minerales de cobre en Coquimbo.

Hasta entónces, tanto los indijenas como los españoles habian explotado algunos depósitos de cobre nativo, sea en lavaderos, como los habia en San Pedro de Atacama, i valles de Bolivia, i aun en Chile, o minerales oxidados fáciles de fundir i cuyo arte conocian muchos indios de América, quechuas, calchaquíes i aun los guaraní.

Pero el mineral mas antiguo i la fundición mas vieja de este metal que conocemos es la de las minas de Huasco Bajo de Diego de Morales (ántes de 1600).

Mui luego se acercó en Huasco i fué ahí tambien encomendero en *Pai-*

(1) Cuando se abolió el servicio personal el indio pagaba en dinero en La Serena 8 pesos 50; 6 pesos al encomendero; 1 peso 50 al cura; 50 centavos al correjidor i 50 centavos al protector. «Lei de Indias», Lib. VI, Tit. XVI, Lei XII.

(2) Hoi mismo cuando llueve, los vecinos de Andacollo dejan todo trabajo para lavar las arenas, lo que les da gran provecho.

tanasa (Vallenar) el capitan Juan Fernández del Castillo. Este habia estado algunos años en Potosí i naturalmente estaba familiarizado con la explotación de las minas, no solo de plata, sino de cobre que hai en las vecindades, i en Lipes (1).

Fernández del Castillo tiene todas las herramientas de fundir, fuelles i cañones, que se usaban en el Perú para los hornos llamados DE MANGA o de soquete, en que fundian minerales de plata o cobre.

Tuvo ademas herramientas de minas para sus propios trabajos de explotación i para las faenas de sus amigos, a quienes aparece haberlas prestado.

En 1605 aparece por primera vez la constancia del hallazgo de la veta «Descubridora» de cobre del mineral de Tamaya.

El descubridor fué un individuo llamado MANUEL LEYTON (2). Como es frecuente en estos casos no hizo el registro el descubridor sino el capitan Pedro de Pastene, dueño por su mujer de la gran hacienda de Limarí propio a cuya inmediación está dicho mineral.

Esta mina o minas se trabajaron mui luego con grande actividad, porque entónces el cobre estaba mui solicitado por las autoridades del Perú para la fábrica de cañones que debian servir a la defensa del Callao i otros puertos de la costa. Tambien era necesario para armar los buques que debian defender estos mares de los corsarios ingleses i holandeses que merodeaban en esa época por el Pacífico.

Trabajaron tambien en Tamaya en estacas cedidas por Leyton, Juan Bautista de Campos, el escribano, i don Diego de Morales, el rico minero i encomendero de Huasco Bajo.

El capitan Pedro de Pastene moria mui poco despues i su viuda doña María de Aguirre Matienzo aceptó hacer una compañía para continuar la explotación de la «Descubridora» de Tamaya. Trabajaron en esa compañía doña María de Aguirre, el capitan Francisco Cortez de Monroy, hijo del coronel, i el gran comerciante i minero Lázaro Martin Redondo (3).

1.º Doña María de Aguirre v. de Pastene «pone de su parte la mina «Descubridora» que tiene en el dicho cerro de Tamaya, de donde se ha de sacar el «dicho cobre» i mas 10 indios i una carreta «i dos BARRETAS GRANDES, que «sirvan EN DICHO MINISTERIO».

(1) Se ve en el testamento de Fernández del Castillo que dejaba en poder de don F. de Aguirre Riveros «unos fuelles» con sus cañones i mangas de fundir grandes, para trabajos que éste tenia en compañía de don Alonso de Carvajal i de don P. Cortez Monroi, i otra «parada» en poder de «Francisco Cortez, cuñado que está fundiendo, i dos barretas medianas i otra barreta «grande, i una almadaneta (a) de hierro de sacar cobre».

Por su parte, Pedro Cortez Monroi en su testamento declara que deja unos «fusiles» de fundición de él, en la estancia del Huasco, de su cuñado Fernández del Castillo.

(2) Escritura de Manuel Leyton, de fecha 2 de marzo de 1616, ante Juan B. Campos.

(3) Como es curiosa la forma de esos contratos damos aquí un resumen de ellos.

(a) Combo grande de partir piedras.

2.º Cortez i el alférez Martin R. cada uno de ellos diez personas, i cada uno una carreta i 12 mulas i seis BARRETAS GRANDES i dos paradas de fuelles (para fundir) i una barreta grande i almocafres (azadones), tenazas i garabatos, i dos ALMADANETAS (combos aporreadores) i todo el VINO QUE FUERE NECESARIO que beban en las fundiciones del dicho cobre los indios i negros que trabajasen en ellas. Un mayordomo español, pagado por ellos i su alimento i vino, i nada pague doña María, i para las fundiciones cada uno diez indios mas «que entiendan en el dicho ministerio de fundir».

3.º Que las dichas personas han de vivir i tener sus ranchos en el asiento de las dichas minas i obedecer al mayordomo, todo por demora i media que son 12 meses, desde el 1.º de febrero, Lázaro Martin nombrará el mayordomo.

El cobre se dividirá en 3 partes iguales, una para cada socio, bajo pena de 500 pesos. (Escritura de 23 de diciembre de 1619 ante Campos).

Util será conocer la forma en que se pagaba a los Indios ese trabajo. Llamado a cuentas Francisco Cortez sobre el pago de sus encomendados, tuvo que declarar que les pagaria fundando un censo «para la Comunidad de Indios de los pueblos de los Diaguitas, i a la Comunidad de los Indios Chile (1), pueblos de mi encomienda del cobre que sacaron por orden del Gobernador las dos demoras» (2).

Los comerciantes que carecian de encomiendas solo podian trabajar minas, o con negros esclavos o arrendando sus indios a los encomenderos (3).

Para concluir con los trabajos de esa fecha en Tamaya, espondré que el Capitan Pedro Cortez Monroy, el hijo mayor i apoderado del Coronel Pedro Cortez, trabajó por su lado otra mina en Tamaya, distante de la Descubridora de Pastene. Todavía en 1617 firmóse una escritura contratando con el escribano Campos (hacendado de Pachingo) trigo a 9 reales fanega «para los indios QUE TENGO SACANDO COBRE EN TAMAYA».

En efecto, el Coronel Pedro Cortez, entusiasta trabajador de minas habia pedido permiso al Gobernador de Chile para dejar el ejército a fin de visitar unas minas de cobre que tenia en Coquimbo (adquiridas sin duda por su hijo Pedro) (4).

(1) Los primeros eran los indios de Elqui, Diaguitas de oríjen; i los segundos eran prisioneros mapuches de Arauco avecindados en Sotaquí.

(2) Los indios no sienten así el pago de su trabajo.

(3) El minero acaudalado Martin Redondo, arrendó a Juan de Mendoza Butron, encomendero de Guamalata «siete indios de mi encomienda que es el tercio que se me da (no podian echar mas a las minas de cobre), para que os sirvan en el ministerio de labrar minas de cobre en el cerro de Tamaya, por el tiempo de esta demora», pagando por cada indio tres reales diarios, i ademas al Cura, i al Alcalde de Minas, fuera del alimento, todo por trimestre.

(4) Amunátegui en su trabajo citado sobre el Coronel Cortez dice que éste solicitó este permiso en 1611 (páj. 71).

En la páj. 77 agrega que Cortez fué demandado por una venta de cobre que habia hecho, previa autorizacion gubernativa, uno de sus hijos (su apoderado Pedro, sin duda).

El Capitan Francisco Cortez, fué sin embargo, el mas empeñoso en el laboreo del cobre. En 1617 contrató con la Real Hacienda 2,000 quintales de COBRE EN BARRA, pedidos por el Virrei de Lima. Fueron llevados al Callao i como muchas veces sucedia, las letras contra la Real Hacienda no fueron pagadas. El precio del cobre de ese contrato fué de 16 pesos de plata cada quintal, puesto en el Callao, segun creemos (1).

El otro mineral de cobre de importancia fué el que hoi lleva el nombre corrompido de BRILLADOR. Llamábase entónces *Villaor*.

Su descubrimiento debe datar de una fecha contemporánea a la del de Tamaya porque ya en 1612 el Alférez Josepe de Sandon Salazar (2) i su tia doña María de Salazar (viuda de un Capitan Carrion) hipotecan «una mina de cobre que tenemos en el cerro de *Villaor* dos leguas de esta ciudad que linda con la Descubridora» (10 de abril de 1612).

En 1613 el mismo Josepe, con poder de su tia María de Salazar hace una compañía con Pedro Asencio Zamudio, calderero (3) «para labrar una mina en el cerro de *Villaor*», Don Josepe pone la mina i los caballos que fueren necesarios para acarrear el metal i carbon al asiento de la fundicion i dos carretas con bueyes i dos indios «i una parada de fuelles para las fundiciones en las cuales ha de asistir Juan Cacanga, negro de doña María de Salazar i de hacer los hornos i mostrar el metal a los negros que de ella lo sacaren».

Asencio pone OCHO NEGROS, sus esclavos, para sacar metal i beneficiarlo i en hacer carbon i cortar VARILLA, asimismo una negra que haga de comer a los negros i a Asencio i su hijo Pedro. Asencio pone TRES BARRETAS i las demas herramientas i una parada de fuelles para las fundiciones. Sandon alimenta a todos i el vino, i paga los jornales.

El cobre «que Dios fuere servido proceda de la dicha Compañía» se dividirá por mitad, despues de pagada la administracion.

La Descubridora de *Villaor* habia sido del Alférez Francisco de Hodar, antiguo vecino i Rejidor que ya hemos citado. Muerto él, su viuda dió en parte de dote a su yerno, el Alférez Lázaro Martin Redondo (el mismo de Tamaya), la mitad de la mina (dividiendo para ello su estension total), i la otra mitad de la mina dió en dote a Hernando Alonso su otro yerno que ya conocemos tambien. La media mina se avaluó en \$ 200.

Luego encontramos tambien en *Villaor* al Capitan Gregorio Cortez Monroy, el menor de los hijos del Coronel Pedro Cortez.

(1) Escritura de cancelacion de las letras protestadas i que cobró el comerciante Melchor de los Reyes, ante J. B. Campos.

(2) Fundador en La Serena de la importante familia Ossandon.

(3) Los caldereros de que se habla eran los fabricantes de objetos de cobre, alambiques, fondos, tachos, braceros, etc., etc.

Compró el Capitan Gregorio la mina de los herederos de María de Salazar fallecida ya; esta mina lindaba con la Descubridora de Martin Redondo i de Alonso.

El capitan Gregorio Cortez se dedicó principalmente a la minería i en especial a su mina de Villaor. Para la explotacion de esta mina trabajó su estancia Lagunillas de la Punta, frente a Villaor i ahí estableció su fundicion que pasó a sus hijos (1).

Por su parte, el Capitad Josepe de Carvajal continuaba explotando su mina de Villaor i fundiendo los productos: pero por su mala fortuna, llegó un pedido del Gobernador don Lope de Ulloa, de 600 quintales de cobre «para la defensa del Reino», i de ellos le tocó a Carvajal entregar 65 quintales, a \$ 10 quintal. El Gobernador murió i los cobreros de Tamaya, Tambillos i Villaor se quedaron sin pago i en juicio para el cobro con la Real Hacienda (2).

Encontramos tambien en trabajo en 1616 las minas de cobre de *Tambillos* que pertenecian al Alguacil mayor don Alonso de Carvajal i Campofrío, el sobrino de Riveros, que ya hemos conocido. Estaban esas minas «en la quebrada de los Tambillos o el valle de Tongoi».

Se asoció con Nicolas de Aillon, quien pone su persona i cinco negros, sus esclavos. Carvajal las minas i las herramientas necesarias, i hacer carbon, cortar varilla i 10 indios de su encomienda; ademas los negros i sus raciones i dos botijas de vino i un carnero por semana. Otros 10 indios para la fundicion i caballos i carretas a su costa.

Se le dará a Nicolas 40 varas de su mina o de otra SALTADA, porque registró dos minas.

Miéntas tanto el dueño de la estancia Tambillos, Fernández del Castillo, ocupó en sus faenas mineras gran cantidad de indios propios i alquilados.

En su testamento declara deberles a los indios por trabajo, 300 castellanos de oro; manda que se saquen 30 bulas de composicion, para alivio de su conciencia, i que se den tambien 500 cabezas de ganado a los indios de Huana i 400 ovejas a los CHILES de Cortez, i a los de Guamalata de Juan de Mendoza, 300 ovejas. Restituciones, sin duda.

Fuera de las minas de cobre citadas solo encontramos unas situadas a dos leguas de Marquesa la Baja, que creemos constituian el mineral de Talcuana, que fué trabajado ya en 1623 por don Bernabé de Riveros. Ninguna otra referencia hemos encontrado acerca de los demas minerales de cobre de Coquimbo que probablemente se trabajaron mucho despues.

(1) Su hijo Francisco Cortez Monroy vendió hacienda i minas en 1634. Estas últimas a su primo don Agustín de Rojas i Monroy.

(2) Don Lope de Ulloa gobernó de 1618 a 1620.

Del exámen atento de los archivos resulta un dato interesante en la historia de la minería. No se encuentra rastro alguno del uso de la pólvora en las faenas mineras.

Las herramientas de explotación que aparecen uniformemente, son las barretas grandes i medianas, i las ALMADANETAS de hierro de sacar cobre. (Las almadanetas segun el diccionario son UN COMBO GRANDE PARA PARTIR PIEDRAS).

De todo esto resulta que la explotación se hacia con CUÑAS (barreta corta que se introduce a golpe de martillo) o con barreta comun grand o mediana que servia para aflojar o palanquear las piedras. Hoi mismo vemos mineros sumamente diestros en el uso de la CUÑA, instrumento indijena de los tiempos prehistóricos que se ha encontrado hecha con material de cobre endurecido, i muchas veces de madera dura para usarla con martillo de roca.

Se comprende la dificultad en la explotación de las minas con ese imperfecto sistema (1). En Coquimbo la pólvora, aun la necesaria para la guerra, era sumamente escasa. En 1692 el correjidor de Serena decia al Gobernador «porque hoi me hallo con solo una botija pequeña (de pólvora) i le pedia que le remitiera cuatro o seis botijas» (2).

En 1780 el abate Molina dice: «de dos maneras se estrae el oro: o ROMPIENDO CON PICOS de fierro, i A VECES con pólvora, la roca, o lavando las arenas de los rios» (3). De manera que hasta esa fecha solo A VECES se usaba la PÓLVORA.

Por lo demas es importante consignar que a esa época i a los esforzados industriales capitán Pastene, coronel Cortez i sus hijos Pedro, Francisco i Gregorio Cortez, i a su yerno Fernández del Castillo, a Lázaro Martin i a los Salazar i Ossandon i a Alonso i al descubridor Leyton se le deben los importantes trabajos que mas tarde habian de producir los millones de pesos que continuaron dando los minerales de Tamaya i de Villaor, trasformado en BRILLADOR en el siglo XIX.

A ellos debe la Serena su mas sólida fortuna i el bienestar de la mayoría de sus habitantes i de gran parte de los mas acaudalados vecinos de Santiago.

Los minerales del Huasco, fueron mui limitadamente trabajados i no existe mencion especial de ellos. Solo vemos por referencia que el Sarjento Mayor Diego de Morales, el encomendero de Huasco Bajo, echó al trabajo de las minas «el tercio de sus indios de encomiendas» (4). Pero este terrible encomendero pagaba ménos que ningun otro a sus pobres indios. En su testa-

(1) Aun hoi dia cuando las cajas o salvandas de la veta son blandas se circa a pico o cuña el mineral de la veta i entónces es fácil «quebrar» la veta. Esa operacion de la «quebra», que ha quedado en la terminolojía de los mineros, es talvez un recuerdo de la época primitiva en que se quebraba materialmente a golpe de almadaneta, el beneficio ya circado. La «quebra» era una fiesta minera.

(2) La botija tenia dos arrobas.

(3) Compendio histórico páj. 233.

(4) Testamento de Morales, marzo de 1621.

mento (1) declara que «les debe tres años de vestuarios» que no les dió como era obligado.

En Copiapó no conocemos trabajo alguno minero en esa época como dijimos. Mas tarde examinaremos el desarrollo de las minas en la segunda mitad del siglo XVII.

JOAQUIN SANTA CRUZ.



Nuevo balde de vuelco automático⁽²⁾

En la mina Orijinal Consolidated, de Butte, Montana, se usa desde hace algun tiempo un nuevo balde de pique de vuelco automático. En efecto, el manejo de estos baldes ha sido tan satisfactorio en las minas de Clark, que la Compañía Amalgamada los ha puesto tambien en uso, i últimamente, ademas, la Miami Copper Co. de Globe, Arizona. La particularidad de este balde está en el mecanismo de vuelco que es sencillo. El balde es durable i tambien de convenientes proporciones.

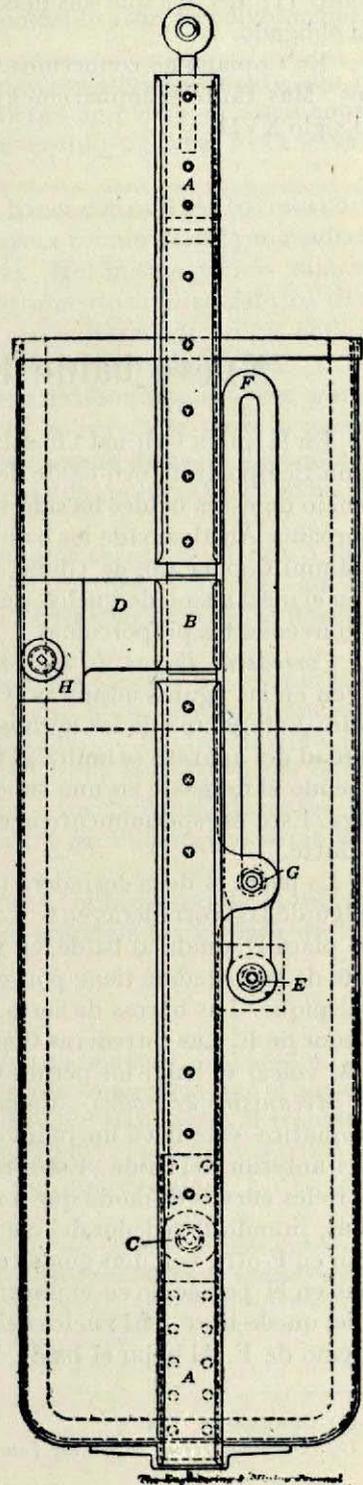
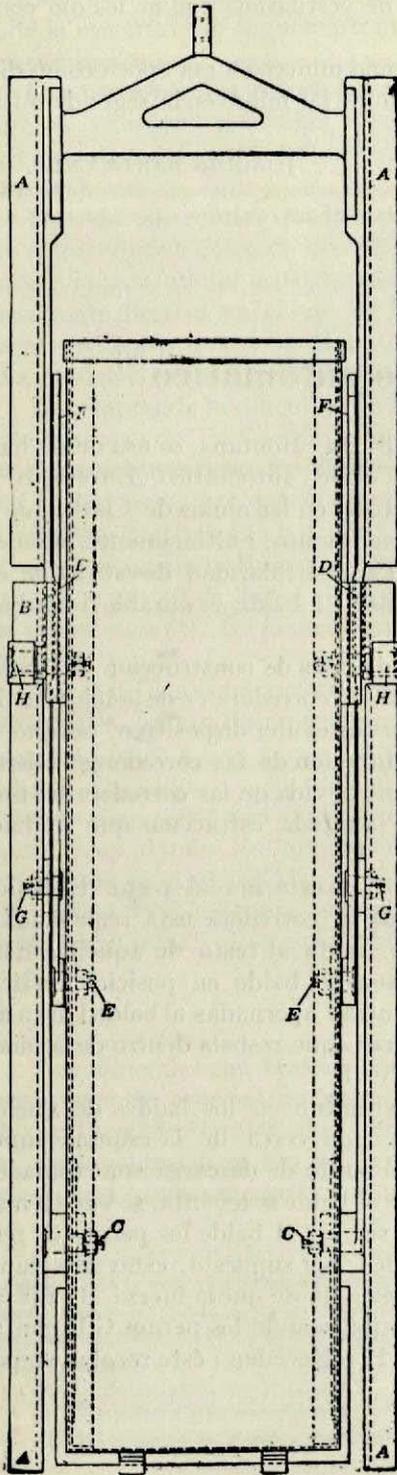
Correderas largas de los baldes.—Los detalles de construccion del balde se ven en las figuras adjuntas. Como se nota, la corredera es de la longitud del balde. Este es uno de los hechos mas importantes del dispositivo, porque la utilidad del aparato se limita al tiempo de duracion de las correderas. Distribuyendo el desgaste en una superficie mayor, la vida de las correderas se prolonga. Esto es especialmente necesario con la rápida estraccion que se hace en Butte.

La parte B de la corredera (véase figura) no está fija al resto. El balde cuelga de las correderas en C. La parte B de la corredera está remachada a una placa D, unida al balde, en vez de estar unida al resto de aquélla. Esta parte de la corredera tiene por objeto mantener el balde en posicion vertical en el pique. Las barras de fierro F se encuentran apernadas al balde i jiran alrededor de E. Las correderas tienen una pieza G que resbala dentro de la pieza F. Al volcar el balde los pernos G resbalan en F.

Mecanismo de volteo.—Como es de costumbre en los baldes de vuelco automático éste lleva un rodillo H en cada lado cerca de la esquina superior i anterior del balde. Estos rodillos en el punto de descarga son tomados por rieles curvos de modo que a medida que el balde se levanta, se vuelca mas i mas, jirando al rededor del eje C. Cuando se baja el balde los pernos G resbalan en F otra vez. Las guías del pique deben, por supuesto, estar interrumpidas en el peinecillo en el punto de descarga a fin de que la fuerza B, fija al balde, quede libre. El vuelco del balde termina cuando los pernos G llegan al extremo de F. Al bajar el balde, los rodillos H retroceden i éste recobra su po-

(1) Otorgado en 1624.

(2) (Del *Engineering & Mining Journal*).



Nuevo balde de vuelco automático

sion vertical. La accion de la barra F es mas efectiva i rápida que el dispositivo ordinario de baldes de autovuelco. El extremo de las guias curvas para los rodillos está cortado en el punto a que llegan éstos cuando el balde volcado está en su posicion estrema que le permite la pieza F. Esto permite levantar el balde mas lijero sin que sea peligroso un pequeño sobrepase en la estraccion.

Los baldes de la mina Orijinal tienen 11'4" de profundidad, 3'5" de atras adelante i 3'4" de ancho. El largo total de las correderas es 14'2"½ del que está interrumpido 1'2"½ a una distancia de 5' desde la parte superior. Los rodillos desviadores están centrados a 8½ del fondo del balde i el punto C a 2'1½" desde el mismo extremo. La pieza F está fija a 2'8" sobre el fondo del balde. Este es construido con planchas de acero de 5/16".



Principios sobre explotacion de minas

(Continuacion)

ARRANQUE DEL MINERAL

Las condiciones que fijan el método de arranque son principalmente las siguientes:

- a) El manteo.
- b) La potencia de la veta.
- c) El carácter de las cajas.
- d) El costo de los materiales.
- e) La calidad del mineral.

Cada mina, i a veces cada punto de una mina, es un problema especial. Las consideraciones jenerales tendrán, pues, que ser sencillas i tocar solo los principios jenerales que rijen la adaptabilidad de los sistemas especiales. Es difícil ordenar lójicamente la discusion, sino imposible, porque los factores están ligados unos con otros parcialmen'te i son de importancia distinta.

El tema puede dividirse así para la discusion:

1. Métodos de arranque.
2. Métodos de sostenimiento de los rajos.
3. Métodos de trasporte en los puentes.

En este capítulo solo nos ocuparemos del arranque.

Métodos de arranque.—El método de arrancar el mineral consiste en hacer taladros, cargarlos i dispararlos, arrancando el macizo en lonjas o rebanadas. Como la roca se quiebra mas fácilmente cuando presenta dos caras libres, esto es, cuando pueden atacarse sus esquinas, el cuidado que hai que tener en el ataque, es la conservacion de las esquinas para el próximo tiro i, por consiguiente, i que el puente vaya rajándose en bancos o graderías ascendentes o descendentes, en rebajo o a chulano. El tamaño de estos bancos depende princi-

palmente de la hondura de los tiros. En puentes anchos, rajados con perforadoras, varían de 2 a 3 metros, i en el caso contrario i con trabajo a mano, de 30 a 60 centímetros.

La situacion del barretero respecto a la cara de ataque da lugar a la clasificacion usual de los métodos de arranque, que son:

1. Corte a rebajo, hácia abajo.
2. Corte a pechada, hácia arriba.
3. Corte combinado.

Estos términos provienen de la direccion de los tiros; pero esta clasificacion no es de lójica base de distincion, porque tanto en uno como en otro sistema los tiros pueden tener cualquiera direccion.

Cortes a rebajo.—En este sistema los puentes se rajan desde el piso de los frontones hácia abajo. Como el barretero trabaja así cómodamente, en posicion del cuerpo descansada i dando los golpes hácia abajo, este método fué aplicado universalmente ántes de la invencion de la pólvora; se aplicó mas jeneralmente que hoi ántes de la invencion de las máquinas perforadoras. Para que sea ventajoso este método debe aplicarse de modo que el rajo que se forma tenga la inclinacion necesaria, hácia el pique, para que la saca corra hácia el fronton inferior, de modo que a medida que avanza el corte el puente restante va alejándose del pique.

Este método se aplica ventajosamente en los casos raros en que las cajas no exigen fortificacion o exigen mui poca, i en aquellos en que la saca no contiene brozá que depositar en los rajos. Con este sistema de arranque es mas costoso fortificar las cajas que trabajando a corte ascendente, por la dificultad de colocar los marcos de madera, i porque hacer esta fortificacion con callapos i piedra es aun mas costoso. La broza o piedra tiene que botarse a los niveles superiores o depositarse en encatrados especiales, que son mui costosos.

Otro inconveniente de este sistema es que la saca corre por el lado del puente que está en trabajo, i tiene que palearse de cada banco. Así, todo llega a un solo punto, al pique, i tiene que vaciarse por un solo lugar al fronton. Esto significa jeneralmente mas trabajo a pala i una acumulacion de saca que no ocurre en el otro método, que puede disponer de varios buzones para la caida de la saca. Si las cajas no requieren fortificacion i no hai que escojer en los puentes la ventaja del trabajo de los operarios en cerro firme i con tiros hácia abajo solamente, lo que permite barrenarlos con agua, hace que este método sea recomendable. Al usar este sistema a fin de proteger al operario, jeneralmente se deja un puente debajo del fronton, haciendo un subnivel, puente que puede rajarse despues. El método de subniveles es ventajoso porque evita la enmaderacion de los frontones.

Cortes ascendentes.—La mayor parte del arranque en las minas se hace por este sistema, es decir, rajando los puentes desde los frontones hácia arriba. Hai dos formas jenerales de este trabajo: de tajos horizontales i de escalones.

El arranque a corte horizontal se hace por lonjas paralelas a los frontones, miéntras que el arranque a escalones se hace desde los piques en forma de producir un hueco piramidal con su vértice en el pique i su base en el fronton. El corte horizontal se aplica a cualquier manteo, miéntras que el corte

por escalones es mas ventajoso con inclinaciones de veta que permitan correr la saca por sí sola o con poca ayuda. La aplicacion de los dos sistemas no solo depende del manteo sino tambien del método de fortificacion del rajo i del mineral. Con escalones los tiros pueden ser horizontales o inclinados hácia abajo i se hacen todos de este último modo en vetas inclinadas, pudiendo barrenarse con agua, miéntras que en el método de lonjas horizontales, a lo ménos parte de los tiros son a chulano. Ademas del fácil i ménos costoso trabajo de taladrar con escalones i del movimiento de las perforadoras, no se produce polvo, un gran desideratum en estos días, de tuberculósis minera. Otra ventaja de los escalones se encuentra cuando el terreno tiene grietas horizontales que producen, en el arranque, grandes masas. Esto se elimina con los tiros descendentes que se usan en el método de escalones. Con manteos sobre 40.º este método presenta la ventaja de relleno con ménos trabajo de pala desde arriba; así se economizan buzones i piques ausiliares i se pueden abrir los frentones a mayor desnivel. Volveremos despues sobre esta cuestion.

Cortes combinados.—Consisten en la reunion de los trabajos anteriores, ascendente i descendente, ámbos por tajos escalonados. Este sistema tiene iguales límites que el trabajo de rebajo. En vetas inclinadas con cajas resistentes, tiene gran superioridad en cuanto que el puente se raja mas o ménos paralelamente a los piques, de modo que despues del disparo la saca queda en la gradiente del rajo. Es, pues, conveniente situarlo para el trasporte mecánico. Hai otra ventaja todavía, i es que los piques se pueden situar a gran distancia.

Ancho mínimo de los rajos.—Con ménos de 75 centímetros de ancho no pueden barrenarse buenos tiros a mano, i solo cuando hai bastante manteo del material. No en todo caso puede así barrenarse bien i es mas comun en minas angostas, un ancho de 1 metro, principalmente en trabajos con operarios blancos. Con perforadoras mecánicas el ancho mínimo es de 1.20 metros.

Circa del metal.—Cuando la veta es mui angosta i hai que desquincar piedras o las cajas para tomar la dimension necesaria de la labor, conviene circar el metal, para botarlo despues por separado, permitiéndose así un escogido mejor; pero este trabajo debe estudiarse por separado en cada caso.

Valor del metal en arranque.—Hai metales cuyo valor se puede apreciar a la simple vista; pero en otros casos es preciso hacer ensayes continuos para no estraer roca. En estos casos, despues de cada disparo, hai que muestrear la labor. Si el metal entra a las cajas en forma de impregnacion, el ancho de la labor depende del de la impregnacion, i en este caso se barrenan tiros en las cajas i se ensaya su polvo; si el resultado del ensaye es satisfactorio, los tiros se disparan. El costo de explotacion de este mineral no es influenciado como los demas, porque en él no gravita el gasto de administracion ni de preparacion.

MÉTODOS DE SOSTENIMIENTO DE LAS LABORES

La mayoría de los rajos requieren fortificacion i muchas veces tambien los puentes de metal. Hai cinco métodos de fortificacion, que se aplican en los

diferentes casos de manteos, de potencia de las vetas, de la clase del metal i de las cajas i del costo de los materiales. Estos sistemas son:

1. Enmaderacion.
2. Relleno con broza.
3. Relleno con metal arrancado i despues estraído.
4. Cogotes o pilares de metal.
5. Pilares o estribos artificiales de madera i broza.
6. Cavado.

Enmaderacion.—Hubo una época en que la enmaderacion fué el método casi universal de sostenimiento en las minas, pero despues se han inventado métodos económicos de sostenimiento con broza i metal. Ademas de la economía en madera, se consigue así evitar el peligro de los accidentes por quiebra de la madera, i los incendios.

Hai tres sistemas principales de enmaderacion: de los rajos, por callapos, marcos i criba.

Los callapos solo se aplican a las vetas angostas en que puedan colocarse de caja a caja. Este sistema puede aplicarse a cualquiera inclinacion i es mui útil en vetas de cajas irresistentes. En vetas manteadas los callapos se ponen con inclinacion algo superior a la de la perpendicular a las cajas a fin de que la presion vertical del techo contribuya a situarlas normalmente a las cajas. El sistema de callapos en vetas manteadas puede reforzarse con cogotes o pircas de broza.

Los marcos de madera se colocan en el rajo a medida que se estraee la saca i se aplican a casi todos los manteos i anchos de vetas, pero principalmente se aplican a vetas tan anchas o irresistentes que no permiten el uso de callapos. Estos marcos i encatrados se sitúan horizontal i verticalmente, i aunque durante el arranque las fuerzas son parcialmente verticales, al fin, cuando el peso de las cajas comienza a obrar, las fuerzas actúan oblicuamente, por lo que estas enmaderaciones presentan poca resistencia, a ménos que la veta i sus cajas sean verticales. Estos encatrados a veces se sitúan de modo que presenten su máxima resistencia en la direccion de las fuerzas, pero no es recomendable este método por la dificultad de su colocacion i por las variaciones de direccion de las fuerzas en los diferentes puntos del rajo. Por lo jeneral, estos marcos en posicion horizontal resisten bien durante el período de arranque. Las quebraduras vienen despues i si los derrumbes que puedan producir hacen peligrar o dañar la mina, deben hacerse con cuidado. A veces se refuerzan rellenándolos con saca, caso en que no se ve la utilidad de la madera porque la broza en la mayoría de los casos es mas barata e igualmente eficaz.

Existe siempre con la enmaderacion el peligro de que ceda a los esfuerzos i de que se incendie. Estas dos clases de desastres directa o indirectamente han costado en las minas de Comstock i de Broken Hill millones de pesos, i el costo de colocacion i de reparacion de la madera de diez veces, en nueve podria haber costéado el relleno. Hai casos en que la madera es mui barata i en que éste es el método indicado en la fortificacion. Otras veces el metal se encuentra en tal situacion, principalmente en yacimientos de impregnacion en calizas, que no se puede usar otro sistema de fortificacion. Estos casos se eliminan, año a

año, con el ingenio de los administradores. El autor cree que pronto llegarán a ser raros los casos en que se necesiten los marcos de madera i no otro sistema de sostenimiento. A veces se objeta el método cuando se quiere explotar el metal pobre que queda en los rajos i que con este sistema solo puede hacerse vaciando los rajos con el peligro consiguiente. Esto puede evitarse colocando entre el relleno i las paredes un marco de madera. Si a pesar de todo, pelagra la estabilidad de la roca, desaparece la posibilidad de aprovechamiento del metal pobre abandonado. En vetas angostas con cajas flojas el metal abandonado mui a menudo tiene que perderse.

El tercer sistema de enmaderacion es el de los cogotes o pilares de madera colocados horizontalmente de modo que formen una columna prismática hueca, que se rellena comunmente. Mas adelante volveremos sobre esta cuestion. Los otros méritos comparativos de la madera en otros sistemas se analizarán a medida que estos se describan.

Relleno con broza. Este sistema de relleno de los rajos, a medida que los puentes se van arrancando, es de vasta i creciente aplicacion.

Aunque siempre queda broza en los labores de arranque o se puedan traer de los labores de exploracion, jeneralmente hai que traer de otra parte el material de relleno. Los residuos metalúrgicos constituyen el elemento mas barato i manejable. En seguida viene la piedra de canteras i a falta de otra cosa, se aprovecha la saca de las cortadas.

En este sistema los buzones formados por los puentes en ataque se conservan en la misma forma para que el relleno pueda vaciarse por ellos, en su transporte del exterior. Estos buzones o piques deberian situarse en la caja del techo de los rajos por rellenar, para economizar trabajo a mano. A veces se dispone de un buzón especial para el relleno con materia traída de la superficie al fronton situado sobre el puente en arranque; i materia que se distribuye despues por los frontones i los piques a los rajos por correas de trasmision.

En este sistema de sostenimiento el arranque se hace junto con el relleno en operaciones alternativas. Si hai temor de pérdida por la mezcla del relleno con el mineral se pone una enmaderacion provisoria sobre el relleno. Si el metal es mui rico puede usarse ademas lona o cueros. Antes de comenzar el relleno, despues del arranque, se levantan los buzones hasta que lleguen cerca del techo i se cubren para evitar que se llenen tambien con broza. Si las cajas resisten mal el relleno debe llevarse próximo al techo del puente en explotacion. Si el metal del puente necesita sosten, se usan callapos cortos apollados en el relleno, que se sacan en seguida. Si los callapos no resisten a menudo se emplean encatrados o marcos i pilares de madera que suelen quedar sepultados en el rajo.

Tanto en el corte escalonado, como en el horizontal, se usa el sistema de relleno descrito. Las ventajas del corte en escalones son tan claras que es raro no ver usado el método universalmente cuando el manteo lo permite. Los escalones permiten que la broza rueda con el menor trabajo a su destino. No se necesitan piques ni buzones con la frecuencia que con cortes horizontales, i el metal arrancado cae siempre en los taludes que llevan a los buzones, permitiendo un trabajo fácil a pala. Con cortes horizontales se necesitan piques cada 15 metros, la mitad de la distancia que con el trabajo de escalones. Este

método es aplicable con modificación a casi todo ancho de veta. Su aplicación más económica la encuentra con manteos del piso de los puentes sobre 45°, caso en que la saca, ayudada por los escalones, rueda casi sola. Con inclinaciones entre 45°, 30° o 35°, la saca no rueda fácilmente, pero el trabajo a pala se ayuda con el uso de los escalones i a veces se elimina con el uso de planchas de fierro. Mas economía puede obtenerse por este método con la pala, dando mayor pendiente a los buzones i piques, lo que puede hacerse por cortadas a las cajas, e inclinándolas a mayor ángulo que el de manto. El autor ha hecho esta aplicación con éxito para vetas a 30° de inclinación. Si la inclinación es mayor, el rajo por escalones no presenta ventaja sobre el corte horizontal, i en este caso puede hacerse el transporte por rieles móviles que, por supuesto, no podrían traficar por el tortuoso contorno de los escalones formados por el arranque, de modo que para manteos inferiores a 30° es ventajoso el arranque por tajos horizontales.

En vetas muy anchas, en que es necesario sostener el mineral mismo, se complica el problema de la fortificación, i el método de relleno puede combinarse con el de los encatrados i marcos de madera. En este caso, los cortes se llevan en dirección transversal al rumbo, en la anchura que permita la resistencia del cerro. A ambos lados de cada corte se pone un marco i el espacio intermedio se rellena después. Los cortes transversales se hacen alternadamente, quedando una lonja de relleno i otra de mineral *in situ*. A estas vetas puede aplicarse también el uso de los pilares de madera. Comparado con la enmaderación el relleno tiene la ventaja de que sostiene mejor i de que desaparece el peligro de incendio. El costo de ambos sistemas depende del de los materiales i de la obra de mano. Dos casos extremos ilustrarán el resultado de estos factores económicos con suficiente claridad. En la mina Le Roi el costo de la enmaderación con marcos es de 21 centavos oro americano por tonelada estraida. En la mina Ivanhoe de West Australia el costo del relleno con relaves es de 22 centavos por tonelada estraida. En la primera mina el costo de la madera es de \$ 10 oro americano por mil piés, mientras que en la última es de \$ 50; aunque el trabajo es de igual eficacia i salario, el costo de enmaderación en la mina Ivanhoe sería de 65 centavos. En la mina Le Roi, por otra parte, no hai relaves. Extraer roca de canteras o hacer cortadas, significaría un costo de 65 centavos en el relleno. El método de relleno se comparará con otros más adelante.

Relleno con mineral arrancado i estraido en seguida.—Se arranca el mineral en el techo del fronton, rellenando así el rajo con este material, consiguiendo un sosten temporal de las cajas i ofreciendo un piso para rajar más arriba. Como el material arrancado ocupa 30 a 40% más espacio que *in situ*, es preciso extraer parte de la saca para poder seguir el arranque sobre aquélla. Arrancando todo el puente entre los dos frontones i lleno su hueco con saca suelta, ésta se vacía del todo.

Un puente necesita, para este método de trabajo, cortar los piques solo en sus extremos, para la entrada i ventilación. Si después del arranque quiere mantener los piques, éstos deben enmaderarse o protegerse con pilares de mineral. Es difícil mantener estos piques enmaderados, porque al vaciarse el rajo se quiebra la madera. Si no hai peligro los rajos se dejan sin relleno; en caso

contrario, se rellenan con pilares de mineral o de madera. El relleno se hace abriendo buzones en el puente superior, por los cuales se vacia la broza. De este modo avanzando hacia arriba, puede hacerse el relleno por descenso continuo del material, excepto en el rajo superior.

El peso del mineral arrancado a un ángulo tal, que pueda descender por su peso, es muy considerable sobre el fronton; además, vaciado el puente, la presión de las cajas es muy grande. Los caminos en este sistema necesitan especial protección. Se usan tres métodos para protegerlos: a) enmaderación, b) dejando un pequeño entrepuente en el cielo del fronton, i c) mampostería de los frontones. Con el empleo de entrepuentes, vías principales a veces, se hacen en las cajas economizando así la madera en absoluto. Aprovechar los entrepuentes es muy difícil, principalmente si sostienen rellenos. El empleo de callapos o de entrepuentes es cuestión de economía, si el mineral así abandonado paga el gasto de la madera.

Se necesitan buzones i piques a través de los callapos de los frontones para evitar que la saca se ataje en su descenso porque es peligrosa la entrada de los hombres a los rajos llenos de saca en movimiento. Los entrepuentes deben hacerse en forma de A i la madera colocarse en posición parecida para facilitar la salida.

El método de arranque del mineral, en relación con este medio de sostenimiento en vetas angostas, puede ser el de tajos ascendentes escalonados con la ventaja de tiros descendentes. Jeneralmente, sin embargo, convienen los tajos horizontales porque así es más fácil disponer la saca para que quede suficiente espacio al trabajo. En vetas anchas, el arranque se hace dejando el techo en forma de arco de caja a caja para mayor resistencia. Si este método no da resultado, se emplean callapos verticales apoyados en la saca. Estos callapos se van levantando con el corte.

Este método de trabajo solo se aplica en estos casos:

1. Vetas con manteo de más de 60°, de modo que la saca corra fácilmente.
2. Mineral que no necesita escojido i que se aprovecha en total.
3. La caja del cielo es resistente i no se desprende impurificando el metal.
4. El yacimiento es de regular dimensión i la saca corre por el piso. En estos rajos es peligroso el trabajo de pala. Las ventajas de este sistema sobre otros, cuando es aplicable, son:

a) Los frontones pueden hacerse a mayor desnivel i se economizan piques auxiliares. Pueden explotarse puentes de 250 a 350 metros de largo con solo un pique por cada extremo i desniveles entre los frontones o grueso del puente, de 60 a 70 metros.

b) Desaparece en absoluto el trabajo a pala en los puentes.

c) No se necesita enmaderación. Comparado con el sistema de enmaderación con callapos verticales, se aplica a vetas más anchas i de cajas más falsas que con el último sistema. Además el espacio de trabajo entre el techo i el piso de saca.

d) Comparado el método de relleno con broza, conjuntamente con el de arranque (segundo método), se economiza en algunos casos el costo de relleno. En todo caso, se ahorra los buzones, apaleo a éstos i el arreglo del relleno.

Comparado con otros métodos, el sistema tiene las desventajas siguientes:

A. La saca tiene que quebrarse a un tamaño tal que pueda pasar sin dificultad por los buzones al fronton. Si una colpa se ataja solo con tiros podrá sacarse, con el peligro consiguiente de destruccion de la enmaderacion i de los buzones. Siempre existe el peligro de que grandes colpas queden sepultadas en el relleno.

B. En verdad, no hai cajas tan perfectas que no dejen desprender algo de roca que se mezcle al metal. Un derrumbe de las cajas puede significar pérdidas grandes de metal.

C. No hai posibilidad de regular la mezcla de metales de distinta lei variando los puntos de ataque. Solo despues de meses de haber sido arrancado el metal es estraido al fronton.

D. El arranque de 60% de metal mas de lo necesario para el beneficio inmediato significa una fuerte inversion de dinero. Finalmente, se establece un equilibrio en una mina así trabajada, cuando varios puentes llenos de metal arrancado pueden vaciarse definitivamente. Pero, en todo caso, gran cantidad de metal arrancado queda en reserva. En una mina así trabajada, de la que el autor tiene experiencia, la produccion anual es de 250,000 toneladas i el metal arrancado representa un capital que al 5%, significa una pérdida anual de intereses de 7 centavos oro americano por tonelada beneficiada.

E. Iniciado por este sistema el trabajo de una mina es difícil de alterarlo, debido a la escasez de piques i buzones. Esto es especialmente así, cuando no hai otro método que el de relleno, porque en un cambio al sistema de relleno, con el mismo método de arranque, la mina no tiene buzones suficientes. Como las condiciones de las cajas i del metal a menudo cambian con la profundidad, pueda ser necesario el cambio de sistema, en cuyo caso la situacion resulta embarazosa.

F. La explotacion del metal pobre dejado en los rajos es imposible, porque las cajas se derrumbarian, o si se han llenado con broza, se derrumbarán tambien al vaciarlas.

El sistema tiene mucho de recomendable si las condiciones son favorables. Como todo otro método de trabajo exige el mas cuidadoso estudio en cada caso. En muchas minas puede usarse para algunos macizos aislados de la mina. A menudo se resuelve con este método el problema de explotacion de cuerpos de metal cegados, con acceso inferior, porque así pueden explotarse por una abertura por abajo. Se evita así el costo de via de transporte, que en la parte superior desaparece, costo que habria que hacer si se aplicara la enmaderacion o el relleno. En tales casos la ventilacion puede hacerse sin abertura superior, dirigiendo la corriente de aire por los piques i el fronton en trabajo, en forma de un circuito cerrado.

Sostenimiento con columnas de metal.—El empleo de columnas o pilares en las minas en discusion tiene aplicacion solo con otros métodos de fortificacion en jeneral. Los pilares sin otro auxilio, solo sirven en vetas de caja mui resistentes que se sostengan entre los pilares; abandonar los pilares definitivamente solo convendrá cuando el metal que contienen no pueda ser explotado con utilidad. Hai casos de minas grandes i de metales pobres en que conviene abandonar pilares o cogotes que lleven la mitad del metal de la mina, pero el márgen de utilidad que estos metales dejan debe ser mui pequeño. Los pilares

de metal mas pobre se abandonan, por supuesto, siempre que sea posible. Hai métodos de sostenimiento que emplean pilares permanentes de metal, como auxiliares de otros medios de fortificacion. Siempre debe estudiarse con gran detenimiento qué es mas ventajoso, si abandonar el metal de los pilares o esplotarlo, empleando otros medios de fortificacion. Los pilares provisorios se emplean principalmente para proteger los caminos i piques.

En las minas de Broken Hill, con cuerpos de 30 a 75 metros de ancho, el metal se arranca en lonjas normales al rumbo del yacimiento, en gruesos de 15 metros, dejando un pilar de igual forma de lonja entremedio, miéntras que los rajos se enmaderan o revisten con mampostería a medida que se sigue avanzando en el corte hácia arriba. El rajo entre cada dos pilares se rellena con broza alternativamente con el arranque como en el método usual de relleno. Cuando todo el mineral de la primera serie de rajos o lonjas se ha explotado, se arrancan los pilares, rellinando los rajos con broza. Los marcos de madera de los primeros rajos quedan así en la línea divisoria. El camino i la ventilacion se hacen por estas líneas de los marcos i tambien por ellas se extrae el metal.

Pilares artificiales.—Este sistema implica tambien un techo tan resistente que no exija sostenimiento continuo. Estos pilares se hacen de muchos modos. El método mas usual de vetas mui angostas consiste en reforzar los callapos con broza sobre ellos, haciendo encatrados i rellinándolos. Así se acumula madera i ademas en los casos en que la madera no resiste bien se salva la dificultad en que los marcos cerrados completos i el relleno no son necesarios. En condiciones propicias para este método, tiene la ventaja de que economiza madera, i de no ser necesaria de introducir el relleno desde la superficie. Ademas estos encatrados trasversales, teniendo la forma de pilares, dejan en su intermedio buzones para el metal evitándose la construccion de éstos. El método tiene dos desventajas respecto del de marcos cerrados o de relleno, i es que se necesita mas espacio para el arranque de los puentes, i no pueden instalarse fácilmente las columnas de las perforadoras mecánicas en espacio de mas de 2 metros.

En vetas anchas, mui manteadas con cuerpos irregulares de metal, en que es difícil usar un sistema definido i en que la madera es cara, pilares de madera huecos i rellenos con broza ja menudo son de ventaja; pero se adoptan principalmente a los casos de sostenimiento temporal del techo. La dificultad de instalacion de las perforadoras en estos puentes encarece el arranque, a menudo en forma de elejir otro método de sostenimiento.

Métodos de rajos o de hundimiento.—Con variaciones, este método se ha usado en minas de fierro, en las minas de diamantes de Kimberley, en algunas de cobre, pero en jeneral tiene poca aplicacion en las minas metálicas en consideracion, porque son escasos los cuerpos metalizados de gran estension horizontal. El sistema se aplica a grandes superficies de material blando i suelto que gravita directamente sobre el metal, en tal forma que si éste se dejara en pilares, éstos se quebrarian. El *modus operandi* jeneral, consiste en hacer caminos por el cuerpo de mineral i desde éstos, chimeneas, de las cuales se labran sub-frontones debajo de la masa de broza i mineral. Los pilares entre estos sub-frontones o subniveles se cortan despues hasta que el peso su-

perior termine de quebrarlos. Terminado el escojido de todo el mineral que pueda aprovecharse, se hace una nueva série de labores. El pilar se angosta hasta que caiga i se repite la operacion. En este método, de 40 a 50% del metal se estrae por los laboreos preliminares, i como éste es de todas leyes, el costo medio por tonelada es mas elevado que en los métodos ordinarios de arranque. Por otra parte, el 50 a 60 % restante no exige arranque i el costo medio es notablemente bajo. Como se ha dicho, el método exige cuerpos de gran área horizontal. Debe empezar cerca de la superficie de modo que la masa superior pueda obrar por hundimiento, o en caso diverso, el techo de la labor debe desprenderse fácilmente. Todas estas condiciones no se encuentran a menudo en las minas metálicas de que nos ocupamos.

EQUIPO MECÁNICO

Ninguna clase de ingeniería mecánica presenta mas complejidad en la determinacion del mejor equipo, que la ingeniería de minas. No solo debe dominar el lado económico sobre las cuestiones puramente mecánicas, sino que las máquinas tienen que instalarse i operarse con dificultades que se derivan de las condiciones mas escepcionales i contradictorias, ninguna de las cuales puede satisfacerse en absoluto. Entran en juego las cuestiones del capital disponible, eficacia del trabajo i factores contradictorios.

Estas obligaciones no dependen de las cuestiones de mecánica, i son principalmente las que siguen:

1. Cambio continuo de la hondura de trabajo.
2. Incertidumbre de la vida de la empresa.
3. Cuidado i conservacion de la vida humana.
4. Adaptabilidad desigual de los medios de trasmision de fuerza.
5. Oríjen de la fuerza.

Primera.—La hondura de trabajo, la cantidad explotada i el agua estraida, no solo no se conocen al instalar las máquinas, sino que están sujetos a cambios continuos en cantidad, situacion i nivel con la estension de los laboreos.

Segunda.—Del punto de vista del administrador de la mina que debe ocuparse de la parte mecánica, se presentan mas dificultades en cuanto a la vida de la empresa cuyo tiempo en jeneral no se conoce, por lo que hai necesidad manifiesta de considerar el capital disponible en relacion con la expectativa que la mina presenta. Además, el capital inicial es a menudo limitado. En resúmen, ningun yacimiento metalífero de valor especulativo puede garantir un equipo inicial que pueda servir en todo caso, o de clase tal que rinda la mayor eficiencia dentro de una libre eleccion de maquinarias.

Tercera.—En el proyecto i escojido de una máquina minera, dominan a la eficiencia mecánica: la seguridad de la vida humana, la conservacion de la salud de los obreros en condiciones de espacio i ventilacion limitadas, en la conveniencia de instalar i operar grandes dispositivos mecánicos. Por ejemplo, la trasmision de fuerza, por aire comprimido llena mejor las necesidades de la perforacion, aunque las pérdidas mecánicas de jeneracion, transmision i

aplicacion del aire comprimido, probablemente totales, desde el principio hasta el último, sean de 70 a 85 %.

Cuarta.—Toda máquina, escepto la de estraccion, funciona con fuerza transmitida de la superficie, porque la produccion interna de fuerza es imposible. Esta transmision ocasiona pérdidas. Ningun sistema de trasmision de fuerza, sea por la electricidad, aire comprimido, barras de fierro, es de igual eficacia, ni de aplicacion jeneral o económica a toda clase de máquinas mineras. Por esto es frecuente emplear tres o cuatro medios diferentes de trasmision de fuerza en una sola mina. Ejemplo: del punto de vista de la seguridad, control i tambien en la mayoría de los casos, economía, podemos decir que el vapor directo es la mejor fuerza motriz para máquinas de estraccion que en cuanto a eficacia mecánica i seguridad, las transmisiones por barras o vástagos constituyen el mejor medio de movimiento de las bombas; que considerada la ventilacion i la conveniencia, el aire comprimido es el ideal para las perforadoras. Aun hai otras condiciones respecto de la clase del trabajo, cantidad de agua i de saca, i al oríjen de la fuerza que en ciertos casos debe modificar cada una de estas jeneralizaciones. Por ejemplo, aunque el bombeo del agua con aire comprimido es mecánicamente el dispositivo mas ineficaz, a menudo llega a ser el mas ventajoso, porque se necesita aire para la ventilacion, i la fuerza extra empleada para mover una bomba pequeña se suministra así a mui bajo costo.

Quinta.—Otras modificaciones i límites provienen de la clase de fuerza, porque el manantial de ésta tiene íntima relacion con el tipo de máquina i de transmision. Esta circunstancia, a menudo obliga a prescindir de la eficacia i conveniencia de algunas máquinas para preferir otras. Esto es de bastante evidencia si se examinan los oríjenes principales de la fuerza motriz, que son:

- a. Fuerza hidromotriz aprovechable en la mina.
- b. Fuerza hidromotriz aprovechable a menos de 5 a 6 kilómetros.
- c. Fuerza hidromotriz aprovechable a mayor distancia, por medio de trasmision eléctrica (o fuerza eléctrica comprada).
- d. Fuerza de vapor producida en la mina.
- e. Fuerza de gas producida en la mina.

a. Con fuerza hidromotriz en la mina, las máquinas de estraccion pueden moverse directamente por ella con mas economía que con vapor directo, aunque sacrificando el control i la seguridad. Los vástagos de bombas pueden moverse directamente por la fuerza del agua, pero esta superioridad de economía significa una pérdida de flexibilidad i un aumento de capital sobre otras formas de trasmision a las bombas. Como hai que transmitir aire comprimido para las perforadoras, el compresor tendrá que moverse directamente por motores hidráulicos, pero con ménos control en la regularidad de presion.

b. Con fuerza hidráulica a corta distancia, podria transmitirse por electricidad o aire comprimido. El aire comprimido tiene ventaja para la estraccion i la perforacion, pero es de ménos rendimiento que la electricidad para las bombas. A pesar de esto último, el aire comprimido presenta ventajas especialmente en vista del progreso en la compresion por fuerza hidráulica.

c. Para trasmisiones lejanas no hai duda que entre la electricidad i el aire comprimido: la primera es preferible. En este caso la máquina de estrac-

cion será eléctrica, pero con la desventaja del mayor costo sobre la de vapor, a menos que la fuerza eléctrica sea muy barata. Los compresores de aire eléctricos trabajan desventajosamente con carga variable i velocidad constante, pero esta instalacion es cuestion de economía. El desagüe por bombas se hace bien con bombas eléctricas.

d. En este caso, la extraccion i compresion del aire se hacen bien con las máquinas de vapor; pero el bombeo presenta dudas que suele ser difícil aclarar.

e. Las máquinas de combustion interna, gasolina (petróleo), están todavía en experimentacion para aplicarlas a la extraccion, bombeo i perforacion. La máquina debe estar en movimiento constante, i esto con cargas variables. Con fuerza de gas pobre hai posibilidad de hacer grandes instalaciones, i se aplica jeneralmente a la extraccion trasformándola en electricidad o en aire comprimido.

Lo que se deduce ciertamente de nuestras observaciones precedentes, es que la mejor instalacion de una parte especial del equipo de una mina no se puede determinar prescindiendo del total. El sistema de fuerza de la superficie, como su trasmision al interior, deben formularse de modo que produzcan el mejor resultado total de toda la complicacion de motores primarios i secundarios, aun con el sacrificio de alguna de las necesidades por servir.

Cada mina es un problema especial, i aunque es fácil diseñar un plantel ideal, no hai mina, que el autor conozca, en que este ideal, en las muy variadas condiciones, sea lo mas económico i eficaz en instalacion i explotacion. El factor dominante de la cuestion de combinar el capital con la eficacia. Resulta así una serie de elecciones, de las que muchas no sirven para el trabajo a mas hondura.

Puede decirse que si la fuerza se produce en la mina, la economía de trabajo i de movilizacion del combustible, el manejo de las máquinas, la produccion i condensacion del vapor, si éste se usa, exigen una instalacion de fuerza grande i compacta para todo el equipo de la mina. Los motores principales se moverán con vapor o gas, i con electricidad todos los superficiales e interiores i, estos ultimos, tambien con aire comprimido.

Mucho se ha progresado últimamente en la perfeccion de las máquinas mineras. Orijinalmente muchos de nuestros dispositivos son de carácter temporal, no solo por la necesidad de formas especiales de trasmision sino porque trabajan con cargas grandemente variables.

La adopcion de la trasmision eléctrica en las minas, aunque de cierto modo benéfica, no ha disminuido la dificultad de servir a tantas necesidades en conjunto. Cuando se haya inventado una perforadora eléctrica i un método de aplicacion de la electricidad a las máquinas de extraccion que no envuelva las pérdidas anormales debidas a las altas sobrecargas, habremos resuelto uno de los problemas mecánicos mas difíciles.

No discutiremos el problema del equipo de las minas desde el punto de vista de las maquinarias, de las que hai miles de dispositivos, sino desde el punto de vista del administrador de minas, que encuentra en las factorías las diversas máquinas que necesita i cuyo trabajo se reduce a elegir, distribuir i manejar estas máquinas.

Los principales problemas mecánicos de una mina deben estudiarse bajo los siguientes aspectos:

1. Estraccion.
2. Transporte interior.
3. Desagüe.
4. Perforacion.
5. Maestranza.
6. Modificaciones del equipo.

Estraccion.—No se ha encontrado ningun sistema de estraccion mejor que el de enrollar un cable en un tambor. El movimiento del tambor se hace por máquina de vapor, eléctrica, de gas e hidráulica.

Todas ellas tienen que cumplir con una condicion que, con la base del trabajo que hacen, dan una eficiencia mecánica pobrísima. Esta dificultad es la de la carga intermitente, i de la partida i aceleracion en el punto de peso máximo, desde el cual se reduce la velocidad hasta llegar a cero. Hai muchos dispositivos en uso para contrapesar las desigualdades de carga. Lo principal hecho a este respecto es:

a. El empleo de dos jabas o baldes con una sola máquina, de modo que mientras una jaba o balde baja, la otra sube.

b. El uso de cables extra o contrapesos de compensacion del peso creciente del cable que se desarrolla.

c. El uso de baldes en vez de jabas, permitiendo mayor porcentaje de carga útil o viva.

d. El acoplamiento directo del motor con el tambor.

e. La forma cónica de los tambores, forma últimamente en gran parte eliminada con el empleo de los contrapesos.

La primera i tercera prescripcion son absolutamente necesarias para la economía; las demas son refinamientos que dependen del trabajo que hai que hacer i del capital.

Las máquinas de vapor requieren grandes cilindros para la partida, pero una vez en marcha, se reduce mucho la fuerza i la carga es mui pequeña para economizar vapor.

El control i la reversion del movimiento periódicamente son contrarios a la expansion máxima i a la condensacion del vapor i aumenta así el gasto de vapor. En resúmen, lo mejor de las máquinas Compound de condensacion gastan 60 a 100 libras de vapor por caballo hora, contra un gasto posible de 16 libras por caballo hora con la misma máquina trabajando con carga constante.

Solo hace mui pocos años los motores eléctricos se han aplicado a la estraccion. Pero todavía, tomando todos los factores en consideracion, esta aplicación es de valor dudoso, salvo en lugares de baratísima fuerza eléctrica. La velocidad constante de los alternadores eléctricos es desventajosa para trabajo de tan variada velocidad i carga. Aunque los motores de corriente continua subsanan esta dificultad, esta corriente de fuerza comprada o a larga distancia trasmitida se obtiene solo por conversion que encubre pérdidas. No obstante, las máquinas eléctricas se desarrollan bien con el empleo de pesados volantes o de baterías acumuladoras que reducen las pérdidas por la

inconstancia de la carga de trabajo; pero su costo es tan alto que su adopcion en jeneral está fuera del alcance de las minas metálicas.

Las máquinas de estraccion con accion directa por motores de gas o hidráulicos son rarísimas i no las discutiremos. Las de gasolina tienen su aplicacion en esploraciones o reconocimientos de minas, especialmente en rejiones desiertas, de trasportes difíciles i caros, porque tanto esas máquinas como su combustible son de fácil trasporte. El rendimiento de estas máquinas es mui pequeño, desde que tienen que estar en movimiento constante.

Como todo otro motor, en las minas, el tamaño i situacion del motor i del tambor dependen de la clase de trabajo que deben hacer. Este depende primeramente de la hondura de estraccion, de la cantidad i del tamaño de la carga. Para pequeñas honduras i para ménos de 200 toneladas por dia, las máquinas con movimiento por engranaje son recomendables por su poco costo. Si no se necesita gran velocidad son tan económicas como las de movimiento directo. Para grandes honduras i capacidades, la velocidad entra a pesar i hai que emplear máquinas de movimiento directo. Si la hondura es superior a 1,000 metros, otro factor comienza a obrar i ha sido motivo de mucha discusion i que es la gran carga de partida debido a la longitud del cable, i al tamaño del tambor en que se enrolla. Parece que el mejor dispositivo a este respecto es la máquina de Whiting, que combina los dos tambores con cables extra o de contrapeso.

En minas, trabajadas cerca de la superficie i en que se aumenta la hondura por el agotamiento superior de los metales, el único modo prudente de obrar es poniendo una nueva máquina periódicamente, a medida de las necesidades. La falta de economía de estas máquinas se aumenta notablemente i no se amoldan en su tamaño al trabajo que van a hacer. Una máquina para trabajar a 1,000 metros, instalada desde el principio del trabajo de una mina, produce mas gastos de explotacion que los que orijina el cambio gradual de las máquinas a medida que aumenta la profundidad. En la mayoría de las minas la inseguridad no permite hacer una instalacion para honduras mui considerables. La mayoría de las minas tienen máquinas de tamaño excesivo. En minas en avance a hondura basta una máquina capaz de trabajar a 300 metros mas que los que tiene la mina al tiempo de su instalacion. El costo de la máquina depende principalmente de la velocidad de trabajo. La velocidad depende de la hondura de estraccion, porque es sin objeto una máquina de 1,000 metros de velocidad por minuto para un pique de 150 metros, porque nunca podrá desarrollarla i ademas el costo relativo de operacion seria enorme.

Equipo de estraccion en el pique.—Primitivamente la estraccion se hacia en baldes. Despues se usó la jaba de estraccion de los carros de los frontones i últimamente se ha desarrollado el balde de vuelco automático. El balde primitivo ha desaparecido, pero la jaba aun queda en algunas minas. Las ventajas del balde automático sobre la jaba son muchas. Algunas de ellas son:

a. Permite cargas 25 a 40 % mayores en proporcion al peso muerto del vehículo.

b. La carga se arregla en un espacio horizontal mas reducido, permitiendo así piques de menor seccion.

c. La carga i descarga son mas rápidas i la última es automática, lo que permite mas viajes por hora con ménos trabajo.

d. Los baldes automáticos deben cargarse por tolvas con suficiente capacidad para que la estraccion sea independiente del transporte subterráneo. Así, la estraccion se reduce a pocas horas, efectuándose economías indirectas de fuerza i de trabajo.

e. Estos baldes economizan el tiempo de los carreros de los frontones que no tienen que esperar su llegada.

Cargas tan grandes como las que levantan los baldes automáticos se extraen en algunas minas mediante jabas de dos pisos; pero ademas del inconveniente de peso excesivo, estas jabas exigen dos estaciones o planos de carga o de descarga de los carros transportados por la jaba, lo que es mui complicado o mas caro que tolvas para baldes o una carga i descarga sucesiva de los dos carros, lo que significa una pérdida de tiempo. A veces las jabas llevan hasta cuatro carros en un solo piso, pero esto obliga a que el pique sea de gran seccion.

Todas las ventajas de los baldes automáticos son tan claras i económicas que, salvo en mui contados casos, el uso de la jaba no tiene justificacion. Estas condiciones son las de minas de poca produccion en que hai tiempo sobrado de estraccion i en que se evita el costo de tolvas en las canchas del pique i la conveniencia de la jaba para el transporte de los operarios. Pero la facilidad de cambiar el balde por la jaba para ese transporte dejará sin valor la última objeccion en las grandes minas. Sucede tambien que en el mineral se arranca i paga por contrato a tanto el carro, caso en que conviene revisar la calidad de la saca de cada carro al descargarlo, pero esta objeccion al balde automático se elimina haciendo los contratos por metros cúbicos.

Los baldes se construyen para levantar carga de 2 a 7 toneladas i la tendencia es a aumentar estas cargas. Una de las mas notables mejoras en la estraccion se hace en el sentido de aumentar el tamaño de las cargas, disminuyendo la velocidad, porque así el peso muerto del vehículo i del cable son proporcionalmente menores i el rendimiento de la máquina aumenta con la menor variacion de la carga, debida al peso muerto relativamente menor i a la aceleracion tambien menor.

Trasporte lateral interior.—Como la mayoría de las vetas metálicas tienen fuertes manteos, la vida útil de las vias de los frontones es mui corta, agotándose el metal con rapidez. Por esta razon los métodos de transporte deben calcularse con la base de una rápida amortizacion del capital invertido. Ademas, la via se limita solo al servicio de los productos de los puentes de metal para que se ha construido.

Trasporte para hombres i animales.—Se usan rieles livianos con carros movidos por la fuerza del hombre i de animales, con capacidad de $\frac{1}{2}$ a 1 tonelada. Una tonelada es demasiado peso para el empuje por hombres. Como solo se puede empujar un carro a la vez, este trabajo a mano es lento i caro. Con los sueldos medios en Norte-América i Australia, resulta el costo entre 25 i 35 centavos oro americano por tonelada-milla. Un progreso sobre este sistema i con empuje a mano consiste en el empleo del monoriel.

Si el movimiento en alguna via es tal que puedan emplearse caballos o mulas, el número de carros por viaje puede llegar a 7 i 8. En este caso el gasto, incluso salarios, desgastes i mantencion de mulas, es de 7 a 10 centavos por tonelada-milla. Naturalmente, si el tráfico es pequeño, desaparece la economía de este sistema.

Trasporte mecánico.—Raras veces se aplica a minas metálicas, porque la mayoría de sus vetas tienen fuertes inclinaciones, i por esto, contrariamente a la mayoría de las minas de carbon, el horizonte de trasporte tiene que cambiar frecuentemente, sin que haya arterias principales por las que el trasporte se haga durante toda la vida de la mina. Cualquier método mecánico envuelve gran costo de instalacion i la vida de la vía es mui corta como se ha dicho. Para usar este sistema hai que reducir al menor número posible las vias de trasporte. Si el tonelaje de un fronton no basta para usar otro sistema que el del hombre o animales, a veces conviene (si hai suficiente manteo) rodar la saca por piques de uno o dos frontones a otro inferior en que podia usarse el trasporte mecánico. El costo de estraccion de la extra hondura es despreciable comparado con otros factores, porque esta estraccion se hace a un costo de 1 a 2 centavos por tonelada-milla. Además, a esta distribucion sigue la concentracion en tolvas del pique, la economía de trabajo i de estraccion, economías todas que igualan la extra distancia citada.

Hai tres métodos principales de transporte mecánico en uso:

1. Por cables sin fin.
2. Por locomotoras a aire comprimido.
3. Eléctricamente.

Los cables sin fin son de costosa instalacion i necesitan doble via i caminos rectos para trabajar con ventajas. Aunque de económica explotacion i con pocos peligros, los inconvenientes antedichos impiden su adopcion en las minas metálicas, salvo circunstancias especiales, como tratándose de cortadas o socavones en que el trasporte es en línea recta i proveniente de muchos puntos de alimentacion.

Las locomotoras de aire comprimido son algo pesadas i engorrosas, i requieren rieles pesados i vias mui firmes, pero tienen gran ventaja en las minas metálicas. Solo exigen una via i su costo inicial es bajo cuando la mina dispone de aire comprimido. No exigen otro equipo subsidiario i pueden traficar por cualquier línea de la mina, siendo fácil su trasporte de una a otra. Su rendimiento mecánico no es tan pequeño como podria deducirse del bajo rendimiento de las máquinas neumáticas en jeneral, porque consumen solo el promedio de enerjía de las necesidades, cargando su acumulador en la estacion, lo que no sucede con la enerjía eléctrica, que debe producirse en cantidad necesaria para hacer frente al máximo de enerjía.

El trasporte eléctrico tiene la ventaja de que la locomotora es mas compacta, pero la desventaja de la necesidad de los peligros de la trasmision eléctrica por alambres. Presenta el peligro de los peligros eléctricos de la corriente i la dificultad que a veces le opone la humedad.

En jeneral, el aire comprimido tiene ventajas para las minas metálicas en que se necesita aire i en que hai que usar un dispositivo mecánico. Con

tonelaje suficiente cualquier dispositivo mecánico hace el transporte de 1.5 a 4 centavos por tonelada-milla.

Rieles.—Para el transporte a mano, con mulas o con cable, bastan rieles de 12 a 16 libras, pero de no menos de 24 libras para locomotoras de aire o eléctricas. Respecto de la línea puede decirse que el gasto de su colocación cuidadosa con curvas i gradientes suaves se paga con la fácil explotación. Con reparaciones i lubricación de carros frecuentes, a menudo hai una diferencia de 75% en la resistencia de la línea.

Transporte en los puentes o macizos.—La vida de estos es mas corta que la de los frontones i por tanto este trabajo se reduce al apaleo ayudado de la gravedad. El apaleo es el sistema mas caro de transporte que se conoce. El arranque por hundimiento no necesita de apaleo. En los demas sistemas la gravedad ayuda en proporcion a la inclinación de la veta. Si el manto no es suficiente para que *ruede* la saca, pueden hacerse buzones mas inclinados saliendo de la veta. A mayor cantidad de buzones ménos trabajo de pala; pero aquéllos son costosos i llega un punto en que estos gastos se equilibran.

El transporte mecánico se ha usado en ciertos casos. Con manteos de ménos de 25°, con cajas resistentes, con arranque con lonjas horizontales, pueden usarse carros en los rajos. Planos inclinados automotores se usan tambien en estos casos. Con manteos de 25° a 50° el canal de fierro es mui útil; de 8'' de ancho, 6'' de profundidad i en secciones de 10' a 12' apernadas.

Desagüe.—A escepcion del que se hace por socavones, el desagüe debe ser mecánico. Como la mayor cantidad de agua se presenta cerca de la superficie, se puede reducir el costo de desagüe a veces dejando un puente completo en los niveles superiores. En muchos casos, sin embargo, el metal es permeable i no detiene el agua. Hai seis factores que considerar en la determinación del desagüe mecánico en minas metálicas:

1. Volúmen i altura de desagüe.
2. Flexibilidad i variación del volúmen i altura.
3. Seguridad.
4. Costo de instalación.
5. Condiciones jenerales relativas a la fuerza motriz.
6. Eficacia mecánica.

En los dispositivos de desagüe, mas que en cualesquiera otros del equipo de una mina, la eficiencia mecánica debe preponderar sobre los otros factores.

Flexibilidad.—Este factor en la instalación es necesario, porque el volúmen del agua i la altura de desagüe son factores oscilantes.

En rejiones húmedas, la cantidad de agua aumenta jeneralmente para una distancia dada, con la extensión de los laboreos en profundidad. En climas secos jeneralmente disminuye con la mayor profundidad de los trabajos, pasado cierto límite. Además, con la mayor hondura, el agua cae por los laboreos i tiene que ser bombeada a mayor altura. En la mayoría de los casos, la cantidad varia con las estaciones del año. El aumento que se producirá, el nivel de que tendrá que extraerse i las fluctuaciones que tenga la can-

tividad de agua, son factores desconocidos al tiempo de la instalacion. Si la instalacion para una mina nueva se hiciera previendo todas las posibles contingencias habria que invertir un enorme capital i la eficacia del trabajo seria pequeñísima durante el largo período en que trabajara a ménos de su capacidad normal. La cuestion de la flexibilidad no se presenta con la misma fuerza en las minas de carbon, porque en éstas la inclinacion mas o ménos horizontal i regular permite fijar el factor de hondura.

Seguridad.—Este factor fué de mas importancia que hoi en los días en que no se habia llegado al perfeccionamiento actual de los muchos métodos de bombeo. En jeneral, el único modo de precaverse contra posibles inundaciones consiste en emplear bombas por duplicado, o el mas sencillo i usado sistema de baldes de estraccion. Solo las bombas Cornish i las de aire comprimido trabajan con alguna seguridad, cuando se encuentran ahogadas, i las bombas eléctricas se arruinan fácilmente.

Condiciones sobre la fuerza.—La cuestion de la instalacion de las bombas depende en mucho de la clase de fuerza disponible i de otras exigencias de fuerza en la mina. Por ejemplo, si la fuerza es eléctrica, comprada o jenerada hidráulicamente, las bombas eléctricas son ventajosas; i tambien lo son, cuando se emplea un gran número de motores secundarios económicamente movidos desde una central de vapor, de gas o eléctrica, especialmente si el agua no es mucha. Si hai poca agua i la mina usa aire comprimido, son recomendables las bombas movidas por este fluido, etc.

Eficiencia mecánica.—La eficiencia mecánica de la maquinaria de desagüe es principalmente cuestion del método de aplicacion de la fuerza. La bomba actual puede construirse con igual eficacia para cualquiera forma de fuerza i con la escepcion del campo limitado de los baldes de desagüe; el desagüe mecánico se reduce a una cuestion de bombas. Toda bomba debe colocarse debajo de su altura límite, a pocos piés sobre el agua i, por tanto, en hondura de modo que la fuerza tiene que ser transmitida desde la superficie. La trasmision en sí significa una pérdida de fuerza de 10 a 60%, segun el medio usado. Es por esto que el medio de trasmision gobierna la eficeincia mecánica.

Sistemas de desagüe.—El sistema ideal de bombas para minas metálicas será el que pueda construirse en unidades i que pueda ser aumentado i disminuido unidad por unidad con la fluctuacion del volúmen de agua, que pueda tambien adaptarse a las diferencias de hondura, i en que cada unidad independiente sea de la mas alta eficiencia mecánica i requiera la menor superficie de instalacion. Este ideal no se puede realizar en ninguno de los casos que el autor conoce.

Las estensas variedades de orijen de fuerza, en la trasmision i en la forma de la aplicacion, i en las muchas combinaciones de estos factores, hacen que las cuestiones de la flexibilidad, eficiencia, costo de instalacion i seguridad se presenten en diversa forma. La fuerza se produce hoi día por vapor, agua o gas. Estos orijen es admiten la trasmision de fuerza a las bombas por vapor directo, aire comprimido, electricidad, biel as o columnas hidráulicas.

Bombas a vapor.—Tienen la desventaja de la condensacion del vapor en las cañerías de trasmision i de la imposibilidad de operar interiormente una máquina de vapor de alta calidad. Es imposible aprovechar el vacío, porque

no puede aplicarse ninguna forma de condensacion superficial, i no puede devolverse el agua caliente a los calderos.

Las bombas a vapor son de dos clases, rotatorias i de émbolo; las primeras tienen la ventaja de usar el vapor espansivamente, dando márgen para la condensacion, pero son costosas, requieren mucho espacio i no son a toda prueba. Las bombas de émbolo tienen la ventaja de su forma compacta i la desventaja de ser la máquina mas ineficiente usada en las minas. Tomando como cifra de consumo de vapor de una buena planta de vapor 15 libras por caballo hora, la eficiencia de las bombas rotatorias con cañerías bien aisladas, probablemente no pasa de 50%, i apenas fluctúa entre 10 i 40% en las bombas de émbolo.

La ventaja de las bombas de vapor reside en su poco costo, i de aquí que se apliquen en instalaciones experimentales i temporales. En instalaciones definitivas, presentan la ventaja de la flexibilidad, porque, con pequeñas modificaciones, pueden trasladarse de un nivel a otro sin perder su eficiencia. Así, pues, el sistema puede adaptarse para mayor cantidad de agua disminuyendo la altura i aumentando las bombas en los diversos niveles.

Bombas de aire comprimido.—La trasmision de aire comprimido tiene similar aplicacion al vapor, pero es de mayor rendimiento mecánico, debido a la gran pérdida en la compresion. Tiene la ventaja de no calentar los edificios i de que no presenta inconvenientes en cuanto al destino del escape, como en el vapor. Además, estas bombas trabajan estando ahogadas. El aire comprimido tiene un preferente lugar para pequeñas unidades de desagüe, especialmente las de los piques, donde puede trabajar junto en las perforadoras i en las bombas economizándose en la instalacion. El costo de la fuerza extra consumida puesta en disposicion es menor que el promedio del costo de la fuerza de aire comprimido, porque muchas de las cargas del compresor tienen que pagarse fatalmente. Cuando el aire comprimido se jenera hidráulicamente, estas bombas tienen campo para instalaciones permanentes. El rendimiento aun de las bombas rotatorias a aire comprimido, basado sobre la fuerza dada por un buen compresor, es probablemente no superior a 25%.

Bombas eléctricas.—Tienen ménos flexibilidad que las a vapor o aire comprimido, porque su velocidad varia solo entre pequeños límites. Tienen la misma gran ventaja de la fácil reorganizacion del sistema en condiciones alteradas de régimen de agua. La electricidad, jenerada por vapor, tiene el privilejio de pérdidas de dos concesiones, siendo la eficiencia efectiva de 60% en planteles bien construidos; la eficiencia es pues superior a la del vapor o aire comprimido. Cuando la mina es operada con fuerza hidráulica, corriente eléctrica comprada, o cuando hai una instalacion eléctrica operada por vapor o gas para otros propósitos, las bombas eléctricas aventajan a las demas, debido a su pequeño gasto de instalacion, a su gran flexibilidad i a su razonable rendimiento.

En los últimos años, las bombas centrífugas eléctricas, directamente acopladas, han invadido el campo minero, pero su rendimiento, a pesar del clamor de los fabricantes, es pequeño. Aunque comparativamente dan buenos resultados para pequeñas alturas, la friccion aumenta con ésta. Para mas de 60 metros de carga, su rendimiento probablemente no es superior a 30%

de la fuerza que recibe el generador eléctrico. Sus principales ventajas son su pequeño costo i su forma compacta que permite una fácil instalacion.

Bombas movidas con bielas.—Las bombas tipo Cornish en piques verticales, trabajando a toda carga i movidas por máquinas modernas, tienen un rendimiento mayor que cualquiera otra clase de instalacion i records de 85 a 90% no son raros. El mayor rendimiento en estas bombas obtenido lo ha sido con trasmision de cable de una máquina de triple expansion de gran velocidad, i en este plantel se ha conseguido un consumo efectivo de 17 litros de vapor por caballo hora para el agua efectivamente elevada.

Para que estas bombas puedan trabajar a mayor hondura i con mas agua, deben ser instaladas en la primera época de la mina en forma que su explotacion se hace con gran pérdida. De todos los sistemas de bombeos este es el mas caro en instalacion. No tiene aplicacion en laboreos torcidos i trabajan con muchas desventajas en piques inclinados.

En jeneral, su falta de flexibilidad las separa mas i mas de su uso en las minas metálicas. Cuando la hondura i cantidad del agua se conocen, como en las minas de carbon, a menudo es el caso, el padre de las bombas mantiene su importancia.

Bombas hidráulicas.—Estas bombas, en que una columna de agua se usa como fluido trasmisor de una bomba superficial a otra bomba interior, ha tenido alguna aplicacion en las minas de carbon, pero mui pequeña en las metálicas. Tienen alguna flexibilidad pero pequeña eficiencia, i no pueden competir mucho con las bombas eléctricas.

Baldes o tinas.—El desagüe en baldes o tinas merece mencionarse porque es mui útil en ciertas condiciones i porque toda mina debe estar provista de estos aparatos para el caso en que las bombas sufran accidentes. Si la cantidad de agua es pequeña, digamos 250 metros cúbicos al dia, i si la cantidad de metal estraida permite el empleo de la máquina de estraccion en el desagüe, este método significa una economía o casi desaparicion del costo de instalacion. Aun mas, el desagüe puede hacerse durante el tiempo en que la máquina de estraccion se ocupe en la movilizacion de la jente, etc., i entónces el gasto de vapor es menor aun, a pesar del pequeño rendimiento de las máquinas de estraccion.

Comparacion de los diversos sistemas.—Si dividimos en cuatro cifras de relativa importancia A, B, C, D, en que A presenta el resultado mejor, los factores de flexibilidad, seguridad, rendimiento mecánico i costo de instalacion, podemos indicar mas o ménos el valor comparativo de los diversos sistemas de bombeo. No se supone que los cuatro grados son de igual importancia. En todo caso, el factor de la condicion jeneral de fuerza en la mina podrá alterar las situaciones relativas.

	Bombas a vapor	Aire comprimido	Electricidad	Movimiento con bielas	Columnas hidráulicas	Tinas
Flexibilidad..	A	A	B	D	B	A
Seguridad...	B	B	B	A	D	A
Rendimiento mecánico..	C	D	B	A	C	D
Costo de instalación....	A	B	B	D	D	—

Es imposible formular una conclusion final sobre esta cuestion, porque cada mina tiene sus características. El tema llevaria a hacer miles de suposiciones i de remedios hipotéticos. Además, solo la descripcion de las bombas bastaria para llenar volúmenes sin agotar nunca el tema. El ingeniero al resolver este problema, debe considerar todas las alternativas, de dinero, flexibilidad, seguridad, rendimiento, elejir el sistema ménos desventajoso i, finalmente en maldecir todo el asunto, porque solo es un parásito en el crecimiento de la mina.

Perforacion mecánica.—Durante mas de 200 años, desde la introduccion de los taladros de disparar, por Caspard Weindel, en Hungría, hasta la invencion de la primera perforadora práctica de percusion a vapor por J. J. Crouch, de Philadelphia, en 1849, se barrenó solo a mano. Desde el tiempo de Crouch ha aparecido una hueste de perforadoras mecánicas operadas por toda clase de fuerza, i sin embargo esta perforadora no ha alcanzado el grado de desarrollo necesario para sustituir el trabajo a mano en cualquier condicion. La fuerza de vapor no se ha amoldado nunca al trabajo subterráneo, i una perforadora servicial para este propósito solo pudo encontrarse cuando el aire comprimido pudo trasmitirse por la demostracion de Dommeiller en el túnel del Mont Cenis en 1861.

Los factores ideales que una perforadora debe reunir son:

- a) Trasmision de fuerza adaptable a las condiciones subterráneas.
- b) Livianidad.
- c) Construccion sencilla.
- d) Resistencia.
- e) Facilidad de ereccion.
- f) Rapidez i fuerza del golpe.
- g) Seguridad.
- h) Rendimiento mecánico.
- i) Bajo costo.

Ninguna perforadora hasta hoi llena todas estas condiciones.

(Continuará)



Reglamento relativo al pago de las patentes mineras

Santiago, 7 de agosto de 1911.

S. E. decretó hoy lo que sigue:

Secc. 1.^a—N.º 2,335.—Vista la nota que precede de la Sociedad Nacional de Minería i la autorizacion que me confiere el artículo 164 del Código de Minería, decreto:

El pago de las patentes mineras, el remate de las pertenencias i la organizacion de su empadronamiento en el Territorio de la República, se ajustará al siguiente

REGLAMENTO

TITULO I

DEL PAGO DE LA PATENTE MINERA

ARTÍCULO PRIMERO. Los Tesoreros que recauden patentes mineras, anotarán su percépcion en un libro o registro especial, en el que se asentarán tambien las indicaciones que se enumeran en el artículo 3.º de este Reglamento. Estas mismas indicaciones figurarán en las nóminas que dichos funcionarios deben pasar a los Juzgados en conformidad a lo dispuesto en el artículo 135 del Código de Minería.

ART. 2.º El pago de la patente minera debe corresponder exactamente al número de hectáreas que se haya solicitado en la manifestacion, salvo que en la ratificacion se hubiere alterado dicho número, en cuyo caso el valor de la patente se ajustará al total de hectáreas indicado en la ratificacion.

Los Tesoreros exigirán para este efecto en el primer pago de la patente de cada pertenencia la exhibicion de la manifestacion, o de la ratificacion en su caso.

Se prohíbe a los Tesoreros aceptar pagos que correspondan a fracciones de hectáreas.

ART. 3.º Las manifestaciones de pertenencias mineras deberán contener las designaciones indicadas en el artículo 29 del Código de Minería, i en especial las siguientes:

- a) El nombre del solicitante i el de sus compañeros, si los tuviere;
- b) El nombre de cada una de las tres pertenencias a que tiene derecho el peticionario;
- c) La designacion de la comuna i de la subdelegacion o mineral en que esté ubicada la pertenencia;
- d) La especie del mineral; i
- e) La estension espresada en hectáreas completas, que desea comprenda cada pertenencia, sin incluir fracciones de hectáreas.

El Juzgado no proveerá las manifestaciones en que se omitiere algunas de las indicaciones precedentes.

TITULO II

DEL REMATE DE LAS PERTENENCIAS

ART. 4.º En los remates de pertenencias que se efectuaren con arreglo a lo dispuesto en el Título XII del Código de Minería, se procederá en la forma prescrita en los artículos 516 a 519 del Código de Procedimiento Civil i debiendo la caucion exijida en el artículo 515 de este último Código comprender el valor del remate i las costas.

Las posturas para el remate deberán principiar tomando como minimum el valor de lo adeudado por las patentes insolutas i las costas del proceso, estimadas éstas prudencialmente por el Juzgado.

ART. 5.º El precio del remate será pagado dentro del plazo de tercero dia, debiendo suscribirse la escritura i practicarse la inscripcion correspondiente dentro del término de tres dias contados desde la fecha en que se efectuare el pago. El Tesorero fiscal respectivo practicará las jestioncs necesarias para el cumplimiento de estos trámites solicitando del Juzgado las medidas o apercibimientos a que hubiere lugar.

Sin perjuicio de lo dispuesto en este artículo, el juzgado podrá de oficio o a peticion de parte requerir a los interesados que no hayan cumplido con lo ordenado en la primera parte del inciso anterior.

Para los fines indicados en este artículo el Juzgado ordenará poner en conocimiento del Tesorero respectivo la fecha del remate i demás dilijencias relacionadas con este acto.

ART 6.º Verificado el acto del remate el Juzgado declarará franco el terreno de las pertenencias que no hubieren sido subastadas, conforme a lo dispuesto en el inciso final del art. 134 del Código de Minería, i transcribirá esta resolucioñ al Conservador de Minas correspondiente, a fin de que este funcionario proceda a efectuar la anotacion del caso al márjen de la inscripcion de la ratificacion o de las actas de mensura de la pertenencia. En dicha anotacion deberá indicarse el Juzgado que decretó la vacante i la fecha de esta resolucioñ.

Junto con la resolucioñ a que se refiere el inciso precedente, el Juzgado remitirá al Conservador copia de la nómina de las pertenencias que no han pagado la patente i del acta del remate celebrado en conformidad a lo dispuesto en el mismo inciso.

La anotacion e inscripcion ordenadas en este artículo deberán efectuarse por el Conservador en el término de diez dias contados desde la trascripcion de la resolucioñ judicial, so pena de incurrir en la sancion establecida en el art. 96 del Reglamento del Registro Conservatorio de Bienes Raices.

La trascripcion de la resolucioñ judicial se protocolizará al final del Registro correspondiente.

ART. 7.º El gasto que orijine la inscripcion i protocolizacion indicadas en el artículo anterior, será de cuenta de la Municipalidad respectiva; pero la

falta de pago no suspenderá la ejecucion de estas diligencias ni escusará al Conservador de la responsabilidad establecida en dicho artículo.

El Conservador tendrá accion ejecutiva para perseguir de la Municipalidad el pago de los derechos que se causaren por este motivo.

ART. 8.º El gasto relativo a la inscripcion del título de las pertenencias rematadas, será de cargo del subastador; pero si éste no compareciere a efectuar el pago en el plazo indicado en el artículo 5.º de este Reglamento, el Conservador hará la inscripcion repitiendo contra la Municipalidad respectiva, la que a su vez podrá repetir contra el subastador de la pertenencia.

Las acciones que en este caso competan al Conservador i a la Municipalidad serán ejecutivas.

ART. 9.º En las comunas en que por cualquier motivo no hubiere Municipalidad constituida, el pago de la patente minera se hará consignando el valor correspondiente en la Tesorería fiscal del departamento respectivo.

TITULO III

EMPADRONAMIENTO DE LAS PERTENENCIAS

ART. 10. La formacion del Empadronamiento o Rol jeneral de las pertenencias mineras de toda la República, que tengan existencia legal por haber constituido título provisional o definitivo de propiedad, corresponderá a la Sociedad Nacional de Minería.

Para este efecto los Conservadores de Minas remitirán a dicha Sociedad, dentro de los primeros quince dias de cada trimestre, un duplicado de la nómina de las concesiones mensuradas o que hayan ratificado su registro conforme al art. 136 del Código de Minería i que hubieren sido inscritas en el trimestre anterior. Se acompañarán a esta nómina las indicaciones que detalle el artículo 3.º de este Reglamento.

Los trimestres comenzarán a contarse en los meses de enero, abril, julio i octubre de cada año.

ART. 11. Los Conservadores de Minas remitirán tambien a la Sociedad Nacional de Minería copia de las actas de los remates i demas antecedentes que hubieren recibido del Juzgado, en conformidad a lo dispuesto en el artículo 6.º de este Reglamento. Esta remision se hará dentro del término de diez dias, contados desde que se hubiese verificado la inscripcion ordenada en el mismo artículo.

ART. 12. En las visitas judiciales prescritas por el art. 49 de la lei de Organizacion i Atribucion de los Tribunales, se dejará testimonio detallado, por los funcionarios que las practiquen, de haberse o no observado por los secretarios de los Juzgados i los Conservadores de Minas las disposiciones de este Reglamento, i de las medidas que dictaren para hacerles dar cumplimiento en caso de inobservancia.

Tómese razon, comuníquese, publíquese e insértese en el *Boletín de las Leyes i Decretos del Gobierno*.—BARROS LUCO.—J. Gandarillas.



Boletín de precios de minerales, productos metalúrgicos, salitre, combustibles, fletes i tipo de cambio internacional durante el mes de setiembre 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
Setiembre 7.....	£ 56.12.6	24.1/8	9.2.1/2
» 14.....	55.12.6	24.3/16	9.3.1/2
» 21.....	55. 5.0	24.1/4	9.4
Término medio del mes.....	55.16.8	24.3/16	9.3.1/4

COTIZACIONES EN VALPARAISO

COBRE

FECHAS	Cotizacion europea	Cambio	PRECIO DE LOS 100 KS. LIBRE A BORDO			FLETES POR VAPOR	
			Barra	Ejes 50%	Minerales 10%	A Liverpool o Havre, sh. p./t/.	A New York dollars p/ ton.
Setiembre 9.....	£ 56 7.6	10.23/32	\$ 114.00	48.32.1/2	6.04.1/4	35	\$ 8.75
» 22.....	55.0.0	10. 9/16	112.65	47.52	5.97	35	8.75
Término medio del mes,....	10.20/32	113.32.1/2	47.92.1/4	6.00.1/2

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
Setiembre 9.....	\$ 75.35	7.9.1/2	19.6	34.6 a 36.6	29 a 31	28.6 a 31
» 22.....	76.50	7.9.1/2	18.9	34.6 a 36.6	29 a 31	28.6 a 31
Término medio del mes.....	75.92.1/2	7.9.1/2	19.1.1/2