

Segundo Congreso

de la

Agrupación de Ingenieros de Minas

del Noroeste de España

(Diciembre de 1932)

Trabajos presentados



Oviedo
C. Ctp. Altamirano, 5 y 7
Año 1933

Segundo Congreso

de la

Agrupación de Ingenieros de Minas

del Noroeste de España

(Diciembre de 1932)

~~~~~

### Trabajos presentados



Oviedo  
C. Ctp. Altamirano, 5 y 7  
Año 1933

Discurso pronunciado, por el presidente de la Agrupación de Ingenieros de Minas del Noroeste de España, en la Sesión de Apertura del II Congreso técnico celebrado en Oviedo el 4 de Diciembre de 1932.

*Sean mis primeras palabras las que expresen, en nombre de todos los Ingenieros de Minas del Noroeste de España, por boca del más modesto, el sincero agradecimiento de nuestra Colectividad al Rector de la Universidad de Oviedo, por su generosa hospitalidad y asistencia a este acto; a las dignísimas Autoridades; a la destacada representación de los compañeros de otras ramas y especialidades, de la Ingeniería, las Ciencias, las Artes y el Foro; en fin, para no hacer interminable esta manifestación, a todos los que, aceptando nuestra efusiva invitación, vienen a enaltecernos con su presencia, y lo que es aún más esencial, a estimularnos, en el fin cultural, que con este Congreso perseguimos.*

*No puede, ni debe faltar, si hemos de hacer una clara expresión de nuestro sentimiento, una manifestación emocional, por la presencia, en este acto, de una distinguida representación femenina, y si se tiene en cuenta el papel oscuro y leal de la mujer, que comparte con nosotros las horas de inquietud y preocupación, de nuestro trabajo profesional y parte al menos, de los riesgos que en determinados momentos corremos, nada será más justo, ni de mayor estímulo para todos, que verlas compartir también los momentos de satisfacción espiritual que este acto nos produce.*

*Yo quisiera que mi pobre palabra pudiera hacer llegar al distinguido auditorio toda la importancia que encierra la orientación cultural de nuestra Aso-*

ciación, iniciada con el Primer Congreso técnico, celebrado el pasado año y que se continúa y aún supera, en este Segundo Congreso.

La función profesional que ha de desempeñar hoy el Ingeniero de Minas en el sector económico-social en que se desenvuelve su actividad, es de una complejidad y de una responsabilidad extremadas y, desde luego, superior a toda otra función profesional.

Para poder darse cuenta del forzoso ritmo acelerado que la capacidad técnica de los Ingenieros de Minas ha de llevar vamos a pasar una ligerísima ojeada a lo que, para cumplir su misión, deben dominar.

En la explotación de las Industrias mineras se presentan, en una escala mayor o menor, todos los problemas técnicos, que se extienden a otras ramas de la actividad técnica.

Vemos que los Ingenieros de Minas han de afrontar la construcción de obras de fábrica de todas clases; el cálculo de resistencia de todos los materiales; las obras de construcción de vías mineras, cables aéreos, y todos los medios de transporte; los de depuración, tratamiento, beneficio y transformación de todos los minerales y rocas; los complicados problemas de depuración de aguas, producción de energía de todas clases, su adaptación a las especialísimas condiciones, de uso en el interior de los trabajos, etc., etc., es decir, todo lo que la Ingeniería general comprende y con las limitaciones y la perfección demandadas, aquéllas, de la concurrencia comercial que obliga a reducir siempre los presupuestos de gastos, y ésta, para lograr una explotación económica.

Pero no es aún ese cúmulo de especialidades técnicas que ha de dominar, al día, necesariamente el Ingeniero, todo lo que ha de afrontar en su actuación.

El medio en que los trabajos mineros se desenvuelven, en atmósferas venenosas o explosivas, muchas veces, e impuras siempre, de la mina y la necesidad de compaginar el necesario rendimiento

del trabajo, en industrias que han de defenderse económicamente, con la indispensable y primordial atención y cuidado de la salud y vida de los obreros, hace que los Ingenieros, para cumplir su misión, hayan de poseer también una especialización sobre los medios de seguridad, de salubridad, de protección y de salvamento, todos ellos de una complejidad insospechada y por otra parte también, en relación con los explosivos y útiles de trabajo a emplear, que hayan de ser adecuados y seguros, para su uso, en las condiciones, siempre peligrosas de los trabajos. En relación con esto cualquier aspecto parcial de la lucha y protección contra el grisú, contra el óxido de carbono, los gases sulfurosos y sulfhídricos, la atmósfera venenosa de las minas de mercurio y plomo, etc., nos lleva a una técnica, que se está renovando constantemente.

Esta sencilla enumeración de lo que es campo obligado de capacidad técnica, si el Ingeniero ha de cumplir debidamente su misión, es prueba bastante y justifica plenamente la preocupación constante de los Ingenieros y de su Colectividad, como elemento de coordinación y de estímulo para marchar al día, en la depuración técnica de sus conocimientos aplicados a la práctica de lo que es la explotación e inspección de las Industrias mineras y metalúrgicas.

Pero véase, además, cómo aquella función, ya destacada y que acumula sobre nuestros hombros cargas verdaderamente poco comunes, viene a compliarse y a aumentar en gravedad y responsabilidad, por desenvolverse y actuar entre el Capital y el Trabajo.

El perfeccionamiento político-social de los países situará algún día a la técnica industrial por encima del Capital y del Trabajo, encauzando y regulando, técnicamente, sus relaciones, en forma más favorable a la economía nacional. Su papel es hoy más modesto y aun más difícil, ya que, situado entre ambos elementos en pugna, ha de servir, con un espíritu de amplia orientación y elevación de miras, a la defensa del interés general.

De un lado, el desbordamiento general de aspi-

raciones obreras, que no tienen naturalmente el freno de pensar en las posibilidades de adaptación, y de otro la preparación humana y justa de la evolución hacia la debida función social del Capital, hacen que el Ingeniero, que sirve con lealtad a todos, porque sirve a su Patria, haya de hacer siempre de amortiguador en los inevitables choques y ha de hacer, con el perfeccionamiento de la técnica, asimilables por el organismo económico-industrial, las mejoras obreras posibles, impidiendo por otro lado, que las aspiraciones utópicas o precipitadas, con relación al nivel medio de cultura de la masa y a la situación nacional y mundial, de la economía, no destruyan la maquinaria económica, tan delicada, que en manos poco serenas, llegaría al colapso total.

De la parte del Capital, nuestra misión está en hacerle emplearse activamente, sin reservas, en el desenvolvimiento de la riqueza nacional, no por mero espíritu de lucro, sino consciente de la misión que corresponde a los favorecidos, que es la de dar medios de vida a los desafortunados, en un trabajo noble y honrado, y esa función no excluye la justa remuneración de quien cumple esos fines sociales.

Pues bien, estas consideraciones, cuya detallada exposición precisarían una extensión que se sale de la oportunidad, hacer ver al distinguido auditorio hasta qué grado es complejo el trabajo de los Ingenieros de Minas, si se considera lo que deben dominar.

No es extraño, pues, que esta Colectividad de los Ingenieros de Minas, que no se ha formado, como por desgracia es tan frecuente, para fomentar una clase más, con sus aspiraciones materiales y sus imposiciones utópicas tan en boga, sino para prestarse una ayuda mutua, espiritual y material, esta Agrupación, repito, se preocupa de controlar continuamente la eficiencia técnica de sus elementos, organizando un intercambio constante, de conocimientos que nos son necesarios, siguiendo al día los progresos de la técnica y la solución de los problemas siempre renovados. De ahí la organización de estos Congresos, en que, por el índice de temas, co-

respondiente al que hoy se inaugura, se darán todos cuenta del interés que contiene, y de ahí también nuestros propósitos de intensificar cada vez más esta labor y ampliarla con intercambio nacional, entre las especialidades que con nuestra actividad se relacionen y también con las organizaciones extranjeras.

No querría dejar estas impresiones sin tocar un punto, que si bien es delicado, parece sin embargo obligado señalar. Es el que se refiere a la actuación de los Ingenieros de Minas en la evolución político-social que se ha desarrollado y desarrolla en España.

En los momentos en que se establece un verdadero pugilato, para la demostración de méritos, no siempre por desgracia, con propósito desinteresado, resalta el patriotismo y la disciplina social con que se comportan los Ingenieros de Minas en el sector que les corresponde.

Hubiera sido más lucido, más positivo, quizás para ellos, salir de su diaria y absorbente preocupación de defender la marcha normal de las minas e industrias; pero han estimado y estiman que si ellos hacen política, en ningún sentido, ¿quién se ocupa y quién defiende, del desbordamiento de pasiones, a la Industria minera, que es pan para tanta gente y uno de los puntales de la Economía Española?

Nosotros podemos afirmar que, entronizadas las pasiones políticas y sociales en las minas, el colapso hubiera sido inmediato y ninguno hemos dudado en que nuestra obligación estaba en defender esa riqueza pública, vital, de los embates a que ha sido sometida y que es así como laboramos por España.

Las Autoridades todas podrán decir si en nosotros no han encontrado siempre una colaboración que, como toda la que es leal, no es servil.

Es por estas consideraciones, que llego a las conclusiones finales, que parecen obligadas, como resultantes de un Congreso, y son éstas:

Recabar de los Poderes públicos que sea reconocido, en el orden espiritual, el comportamiento y la eficiencia de los Ingenieros de Minas del Noroeste, llenos de patriotismo desinteresado, ante la evolu-

*ción social de España, y cuyo comportamiento no es retardatario, sino reflexivo, para la evitación de soluciones de continuidad, que serían catastróficas.*

*Ofrecer en nuestro nombre la colaboración de esta Colectividad, apreciada, ni solicitada por cierto, no por hacer determinada política, que no es ni debe ser nuestra misión, sino para poner todo nuestro valer y nuestro trabajo al servicio de España, señalando, como técnicos, las posibles soluciones a los problemas planteados, en los que quizás por haber intervenido sólo las partes, no se haya enfocado, en sus verdaderos términos, la solución técnica de los mismos, ofuscados por humanas y naturales ambiciones de clase.*

*Porque hay mucho que estudiar y que corregir en la organización patronal de compras y ventas, de sus productos, concentrando intereses, hoy de un individualismo y de una competencia suicida y también hay mucho que señalar en cuanto al esfuerzo de colaboración leal y consciente, de ese sector desafortunado e imprescindible en la Industria, que es el obrero.*

*Son precisamente estas organizaciones técnicas las que pueden ofrecer soluciones debidamente orientadas y que, compaginando los sacrificios de todos, se basen principalmente en el interés general de salvar a España.*

*He dicho.*

*Manuel Sáenz DE SANTA MARIA.  
Ingeniero de Minas.*



E. CUETO Y RUI-DIAZ

---

## LOS PRINCIPIOS FUNDAMENTALES DE LA OROGENIA

---

### CONCEPTO DE SISTEMA OROGRAFICO

Proponiéndome examinar los problemas fundamentales que plantea la orogenia, o sea el modo de formación de los sistemas orográficos, juzgo necesario comenzar por precisar lo que por este último término debe entenderse, por no haber sido empleado siempre en el mismo sentido por los autores. Las montañas de una región, dispersas e inconexas aparentemente, pueden ser agrupadas en una unidad superior de diversas maneras. Una de éstas es por medio de las llamadas por Suess "líneas directrices", que pueden ser definidas como las direcciones medias de las principales plegaduras de cada grupo. Una de dichas líneas permite, en general, enlazar un número considerable de macizos orográficos, constituyendo su conjunto una cordillera que, las más de las veces, será curvilínea. Entre las diversas unidades tectónicas de una región, que de este modo pueden ser formadas, existen, a su vez, otro género de relaciones. Si varias de ellas son paralelas, este simple carácter morfológico puede servir para reunir las en un conjunto superior. Pero dicho paralelismo no es, como a primera vista pudiera creerse, una pura relación geométrica, sino que, en la mayoría de los casos, es signo de dependencias de orden genético; pues, como luego se verá, cuando en una zona de la superficie terrestre se repiten los fenómenos orogénicos, los haces de plegaduras producidos son con frecuencia sensiblemente

paralelos. La comarca cántabro-astur, por ejemplo, que fué arrugada en diversas fases orogénicas, está integrada por un grupo de cordilleras curvas, constituídas por rocas de edad geológica distinta, entre cuyos ejes existe aproximado paralelismo. Las más occidentales de las cordilleras, que pertenecen al antiguo *vorland*, están formadas por rocas graníticas y arqueozóicas; a aquéllas siguen otras constituídas por estratos cambrianos y silurianos; a éstas, a su vez, suceden las formadas por capas devonianas y carboníferas, etc. Este escalonamiento de cordilleras de diversa edad, a las que sirve como de marco el primitivo antepaís, se encuentra mejor o peor definido en casi todas las grandes montañas de la tierra, y es lo más verosímil que, en cierta época de su formación, todas le hayan poseído en alto grado, y que fenómenos orogénicos posteriores, como los que engendraron las grandes cobijaduras, lo hayan en algunas de ellas borrado casi por completo.

Este último carácter, que, como queda dicho, es la expresión de relaciones genéticas profundas, es el que, a mi juicio, debe ser utilizado para constituir las unidades tectónicas superiores, porque permite incluir en ellas desde los elementos orográficos que se elevan en el más antiguo borde continental conocido, hasta las líneas de relieve más modernas. Estas grandes unidades son las que, a mi juicio, deben ser denominadas "sistemas de montañas".

El profesor Stille, que hizo recientemente de este asunto un estudio profundo (*Über Westmediterrane Gebirgszusammenhänge*, Berlín, 1927) tiene un concepto más restringido de los sistemas orográficos, pues reúne en éstos a los grupos de cordilleras, dotados de un mismo *vorland*, que surgieron en una misma época orogénica. Esta definición no puede, en mi opinión, ser admitida en los términos en que está formulada. Las grandes cadenas de montañas, casi sin excepción, comenzaron a formarse en épocas muy remotas de la historia de la tierra, y continuaron emergiendo, y enriqueciéndose con nuevos elementos, hasta el final de los tiempos terciarios. No obstante citarse a los Alpes como paradigma de las montañas modernas, los denominados mazi-zos autóctonos, levantados durante el plegamiento herciniano, y acaso con anterioridad a él, forman una gran parte de ellos, y en dichos grupos se encuentran en la actualidad las cimas más encumbradas. Ejemplos análogos pudieran ser citados en gran número. No se puede, pues, sino en casos excepcionales, hablar de montañas alpinas propiamente dichas, pues los pliegues pertenecientes al ciclo orogénico que lleva este nombre, se encuen-

tran casi siempre íntimamente ligados a otros pertenecientes a ciclos más antiguos, no siendo posible separar unos de otros por entrar todos en la constitución de los mismos macizos orográficos.

Entre las tres grandes zonas plegadas de la tierra, denominadas caledoniana, herciniana y alpina, existe evidente correspondencia, pero no verdadero paralelismo. Dentro de cada zona, en cambio, la disposición paralela de los elementos tectónicos es, en la mayor parte de los grupos, bastante clara. Todas ellas están integradas, no obstante su denominación, por plegaduras de diversa edad geológica: en la zona alpina quizás las haya desde las más antiguas de la historia de la tierra hasta las más modernas, pero predominando estas últimas; en la zona plegada herciniana son frecuentes los pliegues de edad alpina, mezclados con otros más antiguos; por fin, aunque en la zona caledoniana no existen depósitos mesozóicos y terciarios, la elevación de algunas de sus cordilleras es difícil de explicar si no se admite que los movimientos alpinos tuvieron en ella importantes repercusiones. Los elementos orográficos de cada zona están unidos por dos géneros de relaciones: las nacidas de la adaptación de los pliegues de cada fase a los constituídos con anterioridad, y las de orden morfológico, consecuencia de las anteriores, cuya expresión es el paralelismo, y en ocasiones la proximidad, de la mayor parte de las ramas orográficas. Las tres zonas de pliegues citadas, constituyen, con arreglo a la definición dada, otros tantos sistemas de montañas.

Esclarecer el modo de formación de esos grandes grupos de cordilleras de distinta edad, cuyos ejes son sensiblemente paralelos, es el objeto de las teorías orogénicas.

#### LA TEORIA OROGENICA DE LA CONTRACCION, SEGUN ALGUNOS GEOLOGOS

El geólogo norteamericano James Hall (*Natural History of New York*, Albany, 1859) fué el primero que, durante estudios hechos hacia la mitad del siglo pasado en los Apalaches de Pensilvania y Virginia, en el valle de San Lorenzo y en el Estado de Nueva York, observó que el espesor de las formaciones sedimentarias es mucho mayor en las zonas montañosas que en las regiones, próximas a ellas, que no han sido plegadas. Pueden ser citados, como ejemplo de esta diferencia de espesores, los terrenos paleozóicos de los Apalaches, los cuales se estiman de ocho a diez veces más gruesos

que los depósitos de igual edad geológica del valle del Missisipi. De este hecho infiere Hall que a la formación de todo sistema de montañas ha precedido una era de sedimentación muy activa, durante la cual se acumularon en depresiones o cuencas, que él denominó sinclinales, capas sedimentarias en número considerable, alcanzando su conjunto, en muchas ocasiones, grandes espesores. La observación del mencionado geólogo, comprobada después en otras regiones de América y Europa, indujo a formular uno de los principios fundamentales de la orogenia, según el cual las grandes cordilleras de la tierra surgieron todas del seno de otros tantos sinclinales. Estas zonas de sedimentación activa no están, en general, formadas por una ondulación negativa simple, sino por un conjunto extenso y complicado de pliegues diversos, por lo que Dana les dió el nombre de geosinclinales, asignando a las ondulaciones complementarias de análoga complicación estructural, pero de sentido inverso, la denominación de geoanticlinales.

Reconocido el hecho general apuntado, era preciso explicar cómo zonas sumergidas, sujetas durante lapsos de tiempo prolongadísimos a un movimiento descendente (condición necesaria para que en ellas se acumularan grandes espesores de sedimentos), emergieron de los mares que las cubrían, trocándose en otras, de naturaleza continental, caracterizadas por poseer los relieves más pronunciados de la superficie terrestre.

Prescindiendo de la fuerza plegante, la cual, por tener su origen en profundidades de la corteza inaccesibles a la observación, acaso permanezca siempre, por lo que a nuestro conocimiento respecta, en el dominio de la hipótesis, las demás circunstancias del proceso (tales como el sentido en que actúa la citada fuerza, si ésta debe o no identificarse con la presión generadora del geosinclinal, la repetición del plegamiento en zonas determinadas de la tierra, mientras que las próximas a ellas conservan sus estratos en posición casi horizontal, etc.), son puntos cuyo esclarecimiento ofrece dificultades que hasta ahora no han podido ser superadas.

El primero que elaboró una teoría que abarca el problema de la formación de las montañas en toda su complejidad fué J. D. Dana (*Manual of Geology*, 3.<sup>a</sup> ed., New York, 1879), geólogo de igual nacionalidad que el que inició este género de investigaciones, quien divide el proceso en tres fases primordiales, a saber: en la primera, que es de gran duración, se ahonda gradualmente un geosinclinal, sin que llegue a alcanzar profundidades importantes, por depositarse sobre su fondo, simultáneamente con el descenso, un espesor considerable de sedimentos formados con

los *detritus* de la inflexión de sentido inverso, complementaria del geosinclinal, que queda sujeta a las acciones erosivas. Dana atribuye esta primera deformación a la componente horizontal de la presión que engendra en la corteza terrestre la contracción producida en ella por el enfriamiento secular del planeta. Dicha componente actúa del lado del mar, constituyendo el borde continental un lado resistente más o menos indeformable. Durante la segunda fase del proceso, las partes profundas del geosinclinal, como consecuencia de la elevación que, según Babbage, experimentan las superficies isogeotermas, absorben cantidades grandes de calor, lo cual hace que los depósitos se debiliten considerablemente y parte de ellos alcancen el punto de fusión. A estas dos fases, de carácter preparatorio, sigue el período orogénico propiamente dicho, durante el cual la presión lateral, venciendo la débil resistencia que entonces ofrecen los estratos del geosinclinal, los pliega y fractura para obligarlos a acomodarse a un espacio más reducido, determinando esto la elevación, por cima del nivel del mar, de una parte de los materiales acumulados por la sedimentación. Las dos primeras fases son tranquilas y de larga duración; la tercera, en cambio, reviste los caracteres de un verdadero cataclismo.

La teoría de Dana, que en síntesis acaba de ser expuesta, dista mucho de estar al abrigo de toda crítica. He aquí los principales reparos que, a mi juicio, le pueden ser hechos:

Como las partes más profundas del geosinclinal son las que están sometidas a temperaturas más altas, ellas serán las que, por haber perdido una gran parte de su resistencia, cederán primero al empuje de la presión lateral; y como, en general, la profundidad mayor de la depresión se encuentra hacia su centro, en éste se producirá principalmente la dislocación que originará la nueva cordillera, la cual se encontrará, según esto, en la porción media del geosinclinal: conclusión que está en completo desacuerdo con los hechos observados, pues las montañas se forman siempre en la proximidad del borde continental, al que, o quedan directamente adosadas, o están separadas de él por un surco delantero, ocupado por el mar, que emerge a su vez en ulteriores fases orogénicas.

Las acciones térmicas, a que Dana concede tanta importancia, además de no explicar los hechos observados, complican inútilmente el proceso, pues reconocida una fuerza capaz de iniciar la formación del geosinclinal, y de crear la línea de relieve que limita a éste, no hay, a *priori*, razones para negar a la misma fuerza

aptitud para intensificar la deformación ya empezada, enriqueciendo el anticlinal ya formado con nuevos pliegues, y transformando algunos de éstos, primero en pliegues-fallas y después en verdaderas cobijaduras; es decir, engendrando montañas del tipo tectónico más elevado. Y si a la fuerza plegante la concebimos capaz de producir estos efectos en el geoanticlinal, que es el elemento resistente de la inflexión, entre otras razones por estar constituido por terrenos antiguos y en parte metamorfoseados, con mayor facilidad plegará los depósitos del geosinclinal, los que por conservar intacto su carácter sedimentario, poseen, sin duda alguna, mucha mayor plasticidad. No es posible, por lo demás, desconocer que, durante el período de sedimentación, la fuerza orogénica ha dado muestras de particular actividad, singularmente en el geoanticlinal, pues si el relieve de éste no se renovara, pronto quedaría reducido al estado de peniplanicie, con lo que el transporte de materiales por los agentes de la dinámica externa a la cuenca de sedimentación, se atenuaría notablemente, o cesaría por completo, no llegando a acumularse las capas necesarias para la formación de la futura cadena de montañas. No es adecuado, por lo tanto, el calificativo de "preorogénico" dado por Pirson (*Physical Geology*, New York, 1919) y otros autores a la fase de sedimentación.

Tampoco puede admitirse la dirección asignada por Dana a la fuerza plegante, pues si obrara ésta, como supone aquél geólogo, en dirección al área continental, como los paquetes de estratos del geosinclinal carecen de la rigidez necesaria, como después se verá, para transmitir a distancia el esfuerzo que reciben, se plegarían en regiones alejadas del borde de aquél, siendo así que, como ya se hizo notar, es en su periferia donde se forman siempre las grandes cordilleras.

Por último, tampoco se puede explicar, por la teoría que se analiza, el escalonamiento de cordilleras de diversa edad que integran un sistema de montañas, disposición que, como ya se ha dicho, constituye su principal característica.

No obstante los puntos débiles que ofrece la doctrina orogénica de Dana, ésta fué aceptada en casi su totalidad por geólogos de máxima autoridad. E. Suess (*Das Antlitz der Erde*, I. 2, Aufl. 1908). da a la fuerza plegante, que para él es unilateral, la misma dirección que Dana, y asigna al geoanticlinal, al que denomina *vorland* o país delantero, una función resistente análoga a la que le atribuye el geólogo americano. Supone que los pliegues son como detenidos por el antepaís, delante del cual se agrupan y reman-

san, penetrando a veces en el macizo continental, dentro del que describen curvas más o menos cerradas. Este modo de formación de los arcos orográficos (que tanto abundan en las grandes cordilleras) es uno de los puntos más combatidos de la teoría de Suess. Lówl y Tietze citan en apoyo de lo infundado de aquella suposición el arco del Jura entre Chambery y Lagern, cuya longitud es de 380 kilómetros, mientras que la cuerda que une las dos poblaciones mencionadas tiene solamente 290 kilómetros. De esto infieren aquellos geólogos que si la curva del Jura procediera de la flexión de dicha cuerda, ofrecería necesariamente muchas interrupciones; pero no sólo no es esto lo que ocurre, sino que, en dirección, presenta la cordillera en muchos puntos importantes inflexiones. A pesar de esta objeción, y de otras que han sido formuladas contra las ideas de Suess, éstas han sido seguidas, y lo son aún en la actualidad, por muchos geólogos.

Entre los autores que, actualmente, tienen algunos puntos de coincidencia con Dana, merece especial mención H. Stille, quien, desde el año 1909, viene publicando trabajos, todos ellos muy notables, dedicados a dilucidar los puntos oscuros de la tectónica (*Grundfragen der Vergleichenden Tektonik*, Berlín, 1924). El concepto de geosinclinal preconizado por el citado profesor no difiere del de Dana, y, como éste, admite también ciertas acciones que, obrando sobre los estratos almacenados en la cuenca de sedimentación, les dan la flexibilidad necesaria para plegarse bajo la presión de la fuerza orogénica, y dar origen a una nueva cadena de montañas. Si el geosinclinal no alcanza el estado que él denomina "madurez", la presión tangencial carecerá de la energía suficiente para estrujar los sedimentos y levantarlos hasta adquirir relieves de carácter orográfico. Distingue dentro del geosinclinal, siguiendo a C. K. Gilbert (*U. S. Geol. Survey, Monograph*, I, 1890), dos géneros de movimientos: unos lentos y de gran amplitud (seculares en el sentido geológico del término), los cuales, por sus especiales características, no modifican de un modo sensible la estructura de la corteza terrestre; y otros de corta duración y pequeña amplitud (episódicos) que trastornan profundamente la estructura original de los estratos. A los primeros los denomina "movimientos epirogénicos", por ser los que forman los continentes y las cuencas oceánicas, y a los segundos los nombra "movimientos orogénicos", por ser los que dan lugar a las grandes cordilleras. Durante las "evoluciones tectónicas" se producen sólo movimientos del primer género, siendo los segundos los propios de las "revoluciones tectónicas".

A esta clasificación de los movimientos de la corteza terrestre le concede Stille una importancia capital, aunque no parece que admita entre unos y otros diferencias fundamentales, por lo menos de orden genético, pues a ambos los supone producidos por presiones laterales. A la fuerza plegante la define como la presión tangencial de las fases orogénicas, intensificada hasta el grado de que sus efectos no se reducen a puros fenómenos epirogénicos, sino que también producen reacciones de tipo orogénico. Según esta definición los dos géneros de movimientos acaecen simultáneamente, lo que parece hallarse en desacuerdo con otras afirmaciones del geólogo de que hablo, pues, para él, los movimientos epirogénicos de gran duración son interrumpidos, como ya se ha dicho, en ciertas fases por los movimientos episódicos generadores de las montañas.

La contradicción que acaba de ser señalada basta por sí sola para mover a no admitir las ideas tectónicas de Stille sin ciertas restricciones. Utilizando para distinguir los movimientos orogénicos de los epirogénicos el criterio de la duración, y siendo imposible precisar este concepto en geología, sólo en el terreno teórico, y con muchas reservas, puede ser aceptada aquella división. Reconociendo, además, dicho geólogo diecinueve fases orogénicas, las cuales dividen a la historia de la tierra en otras tantas épocas "anorogénicas", es difícil atribuir a cada una de ellas, por ser su número tan considerable, una duración muy prolongada. Las ideas de orogenia y epirogenia, tal como las define Stille, estarán siempre, por estas razones y otras que podrían alegarse, envueltas en cierta confusión. Esta se acrecienta cuando se recuerdan las definiciones que, de aquellos mismos movimientos, han dado otros geólogos. Haug, por ejemplo, dice (*Traité de Geologie*, París, 1907) "que las zonas plegadas pueden presentar a la vez movimientos orogénicos póstumos, paralelos a la dirección de los pliegues antiguos, y movimientos epirogénicos que determinan ondulaciones transversales a esta dirección". No son, pues, para este autor los dos movimientos fenómenos sucesivos, sino acontecimientos simultáneos, estando caracterizado cada uno de ellos por originar plegaduras de una dirección determinada. La orientación impresa a las ondulaciones, y no su duración, es para Haug el criterio que permite distinguir las dos clases de movimientos. Es fuerza reconocer que la posición del geólogo francés es aún más difícil de defender que la de Stille, pues si los movimientos orogénicos y epirogénicos se producen simultáneamente, y además en lugares próximos, necesariamente son de-



bidos a un mismo empuje lateral, y no se puede admitir que éste ocasione dos grupos de pliegues, unos paralelos a las dislocaciones antiguas y otros transversales a ellas.

Aunque la distinción de las dos clases de movimientos ofrece, como se acaba de ver, serias dificultades, acaso sea ventajoso dividir las dislocaciones del geosinclinal en dos categorías: las suaves y de gran amplitud, y las más intensas y de pequeño radio, conservando para las primeras el calificativo de epirogénicas y para las segundas el de orogénicas, con lo que se estará más de acuerdo con Gilbert, quien aplicó aquellos términos, más que a los movimientos, a las dos categorías de deformaciones observadas por él en la gran cuenca que separa a las Montañas Rocosas de la Sierra Nevada de California.

En lo que concierne a los movimientos del geosinclinal hay evidente concordancia entre Dana y Stille, pues al período preorogénico del geólogo americano corresponde la epirogenia de Stille, y a los movimientos orogénicos de éste el cataclismo final de Dana. No ocurre lo propio en cuanto al modo de actuar de la fuerza plegante, la cual, para el primero de aquellos investigadores, obra contra el macizo continental, mientras que el segundo supone que es el anticlinal el que ejerce presión sobre los estratos acumulados en la cuenca próxima. He aquí cómo explica Stille el origen de la fuerza plegante y su modo de actuar. El angostamiento de la zona montañosa, como resultado del plegamiento, se opera principalmente a expensas del geosinclinal, que es el elemento tectónico débil. "Pero como resultado de su resistencia a la compresión nace en el antepaís, inerte en concepto tectónico, una contrapresión que actúa sobre el geosinclinal, y especialmente sobre sus orillas. El antepaís, por lo tanto, se hace activo como consecuencia de su propia pasividad. Si la compresión se operara sin rozamientos entre las capas del geosinclinal, las ondulaciones orogénicas se distribuirían sobre toda la extensión de éste. Pero la resistencia creada por los rozamientos atenúa la eficacia de la fuerza plegante, a medida que ésta actúa más lejos del *vorland*, lo que determina una concentración de las plegaduras en la zona marginal próxima". El razonamiento transcrito, por su exceso de sutileza, dista mucho de ser convincente; no obstante lo cual, la dirección de la fuerza orogénica propugnada por Stille, y su modo de actuar, es, como después se verá, la que explica más satisfactoriamente los fenómenos del geosinclinal.

En relación estrecha con el punto que acaba de ser considerado se halla la cuestión de si el empuje tectónico se ejerce sólo

de un lado del geosinclinal, o si actúa de los dos lados, estando en este último caso la zona orogénica (utilizando un símil debido a Elie de Beaumont) como comprimida entre las mandíbulas de un torno de carpintero. Dana, a quien inspiró su teoría la estructura de la cadena de los Apalaches, cuyo geosinclinal, en la época de la formación de aquéllos, estaba limitado al E. por tierra firme mientras que al O. de él se extendía mar abierto, es de la primera de aquellas opiniones, aunque juzga también posible la segunda. Otro partidario de la presión orogénica unilateral es Suess, quien supone a los Alpes formados por una fuerza que obró siempre de S. a N. Esta concepción ofrece el punto débil de los DINARIDES, cuyo plegamiento meridional es difícil de explicar por medio de ella. Para vencer las dificultades que ofrece el esclarecimiento de la estructura de los Alpes, se ha vuelto a la antigua teoría de Elie de Beaumont, que es la defendida en la actualidad por Stille, Kober, Haug y otros, con arreglo a la cual el doble empuje ejercido sobre el geosinclinal alpino levantó en éste dos haces de cordilleras plegadas en sentido inverso, y adaptadas a sus respectivas masas continentales, separadas por una zona a la que no se extendieron los efectos del plegamiento. Esta "doble orogenia", como la denomina Kober, acaso explique mejor que ninguna otra teoría la estructura de los Alpes. No puede decirse lo mismo respecto al origen asignado a los Pirineos por Haug, para quien dichas montañas fueron como estrujadas entre el macizo central de Francia y la Meseta Ibérica, porque extendiéndose, al S. de aquella cordillera, el amplio valle del Ebro, cubierto de estratos terciarios en posición casi horizontal, y existiendo entre dicha depresión y el bloque herciniano español la Cordillera Ibérica, plegada en gran parte durante los tiempos alpinos, no puede en modo alguno considerarse como causa del levantamiento de la cadena pirenaica el empuje directo de la Meseta hispana.

No faltan en la actualidad geólogos que siguiendo a Suess, no creen a los Alpes constituidos por dos ramas orográficas distintas (la alpina y la dinárida), sino como una unidad tectónica engendrada por empujes que actuaron siempre de S. a N. — R. Staub (*Der Bau der Alpen*, Bern., 1924), que es uno de ellos, tiene del dinamismo que originó los Alpes la siguiente idea: En las cuatro primeras fases orogénicas que aprecia en aquel macizo, se formaron los pliegues recostados y las grandes cobijaduras que le caracterizan; en la quinta, que denomina "pre-insúbrica", cesó el avance hacia el N. de las zonas exóticas, colocándose en posición próxima a la vertical las "raíces" de los pliegues; por

fin, en la sexta y última fase, la presión orogénica actuó formando un pequeño ángulo por debajo del horizonte, lo que ocasionó el plegamiento hacia atrás, o meridional, peculiar de los DINÁRIDES. Estos, por lo tanto, no son, como admite Kober, una cordillera distinta de los Alpes, sino una parte integrante de ellos. Alpes y DINÁRIDES constituyen, en el sentir de Staub, una sola cadena: tienen la misma historia, los mismos materiales, la misma estructura, y el mismo modo de formación, desde el mar de Liguria hasta Viena, y desde su borde N. hasta la llanura del Pó. El elemento tectónico que produjo los repetidos empujes hacia el N. fué la Meseta africana.

La historia de las grandes cordilleras pone de relieve, como ya he dicho, que aquéllas no son nunca el producto de un solo acto orogénico, sino la consecuencia de una serie de movimientos tectónicos que, en algunas de ellas, como ocurre en el macizo cántabro-astur, tal vez empiece en los tiempos precambrianos y termine al finalizar el terciario. Cuando en una misma región se repiten los movimientos orogénicos, condición necesaria para que surja en ella un sistema de montañas, en el sentido más amplio del término, los pliegues que se producen pueden ser de dos clases: los que son paralelos a las ondulaciones engendradas por los movimientos antiguos y los que los cortan bajo un ángulo más o menos abierto. A los primeros les llamó Suess "pliegues póstumos", y para los segundos adoptó Stille el nombre de "pliegues renegados". Las dislocaciones del primer género son, a mi juicio, las más frecuentes, y las que, por lo tanto, deben ser consideradas como las normales, y ellas han formado las cordilleras escalonadas, de diversa edad geológica y sensiblemente paralelas, que se observan con mayor o menor claridad en muchos de los grandes sistemas orográficos. No puede negarse que en éstos también existen pliegues cruzados, pero deben ser considerados, por ser su número muy reducido, como hechos excepcionales. En muchos de estos casos la causa del cruce de pliegues quizás resida en resistencias especiales ofrecidas por ciertas partes del terreno, las cuales impidieron la completa adaptación de las plegaduras modernas a las antiguas; es decir, que los pliegues cruzados no serían otra cosa que pliegues póstumos fallidos. Stille atribuye la dirección de los pliegues de cada fase orogénica a la estructura esbozada por el movimiento epirogénico que la ha precedido. Como después se explicará, no existen en el geosinclinal dos movimientos distintos, sino uno solo casi ininterrumpido, el que, por este especial carácter, produce plegaduras sucesivas que, en

general, tienen ejes sensiblemente paralelos. Cuando el proceso se desarrolla en condiciones anormales, por intervenir en él grandes resistencias, se forman pliegues cruzados en mayor o menor número.

## EL PROCESO OROGENICO

Expuestas las consideraciones críticas que preceden, voy a describir, del modo que yo lo concibo, el proceso de formación de una montaña, con lo que tendré ocasión de insistir sobre algunos de los puntos a que antes me he referido, singularmente sobre aquéllos cuyo esclarecimiento ofrece mayores dificultades.

Existen diversos tipos estructurales de montañas. El más sencillo de todos es el tipo tabular, en el cual predominan las formas orográficas denominadas en España "mesas" y "parameras". La forma inmediata superior es la de las montañas plegadas, compuestas en su mayor parte, como el nombre indica, por pliegues sinclinales y anticlinales. Una variedad de este tipo tectónico son aquellas montañas en las que abundan los pliegues-fallas. La forma estructural más elevada, y de mayor complicación, la constituyen las montañas caracterizadas por grandes cobijaduras. Los tipos enumerados distan mucho de tener límites precisos, estando más bien enlazados unos con otros por formas intermedias, y encontrándose a veces en un mismo macizo orográfico todos los tipos citados. Como ejemplo de esto último pueden ser citadas las montañas cántabro-astures, integradas principalmente por pliegues y pliegues-fallas, pero en las que no faltan cobijaduras moderadas, abundando además en su borde meridional, zona de unión con la Meseta Ibérica, las formas tabulares. La parte montañosa del N. de las provincias de Burgos y Palencia está caracterizada por relieves de este último tipo, siendo denominados muchos de ellos con el topónimo castellano de páramos (Páramos de La Lora, Barcenilla, etc.), empleado en la Meseta para nombrar las lomas planas formadas por estratos miocenos colocados en posición casi horizontal. Todos estos hechos demuestran que las varias formas de estructura que se encuentran en las zonas plegadas son todas obra de una misma fuerza orogénica, la cual, en sus fases iniciales, acaso produzca solamente formas tabulares, después pliegues y pliegues-fallas, y, por fin, cobijaduras de mayor o menor amplitud.

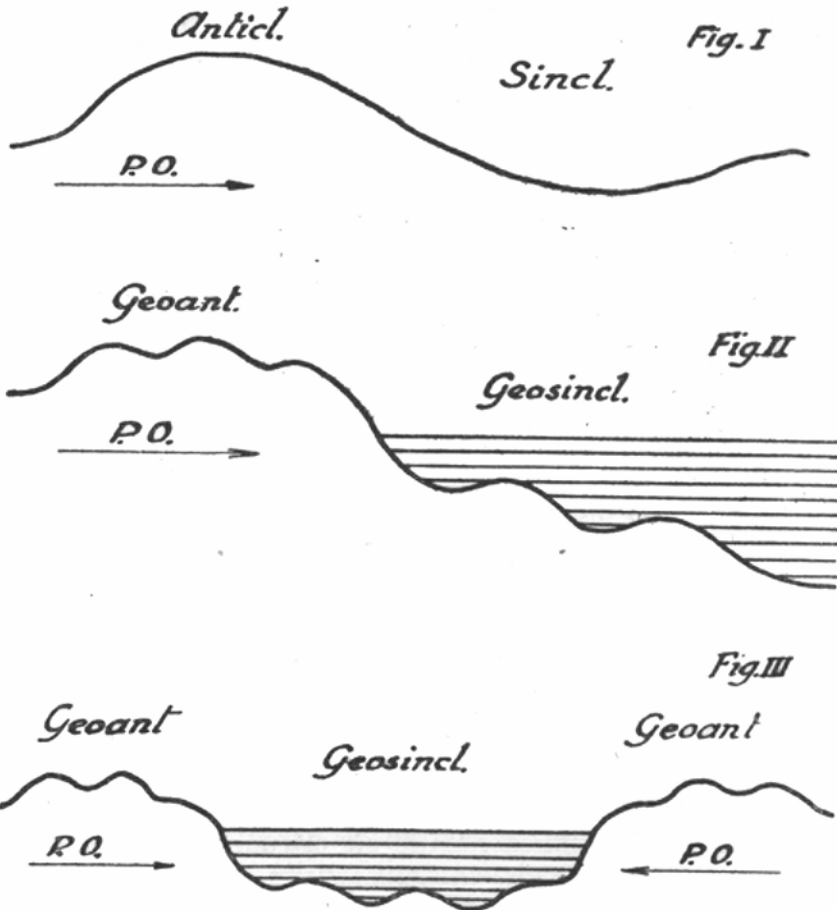
No faltan geólogos que, siguiendo a Suess, entienden que las montañas plegadas fueron originadas por fuerzas tangenciales y las tabulares por acciones radiales; pero aun aquellos que sustentan esta opinión, como los americanos Chamberlin y Salisbury, para quienes las grandes mesetas del O. de los Estados Unidos son debidas a dicho modo de formación, reconocen que las flexiones que en algunos lugares han experimentado los astratos, son indicios de que la fuerza tangencial ha tenido intervención en el fenómeno geodinámico.

Por todo lo dicho me referiré exclusivamente, en lo que sigue, a las montañas plegadas propiamente dichas, por creer, como Stille, que todos los tipos de estructura son efectos de una misma fuerza tectónica.

Todo proceso orogénico ha sido iniciado necesariamente por una presión que, plegando débilmente una zona de la corteza terrestre, determinó en ella, en general, la formación de una cuenca poco profunda, germen del futuro geosinclinal, comunicada por un lado con el mar y limitada por el otro por una línea de relieve originada por un anticlinal simple poco pronunciado. Este sinclinal embrionario fué inmediatamente ocupado por las aguas del océano próximo, constituyendo, por lo tanto, el anticlinal el borde continental paleogeográfico (Fig. I). Si la fuerza plegante, después de producir estos primeros efectos tectónicos, cesase de actuar, las acciones erosivas, destruyendo poco a poco el anticlinal, y colmando con los *detritus* de éste el sinclinal, restituirían a la zona plegada su forma topográfica original, u otra muy próxima a ella. Si ocurriera el caso inverso, y las fuerzas de la dinámica externa no intervinieran, entonces el anticlinal no sólo se acentuaría bajo la acción orogénica, sino que, enriqueciéndose con nuevos pliegues, se trocaría en un geoanticlinal, en el sentido asignado por Dana a este término. El sinclinal también se transformaría, por complicación de su estructura, en un verdadero geosinclinal. Algunos de los elementos estructurales del geoanticlinal podrían convertirse a la larga en pliegues-fallas, y éstos a su vez en cobijaduras. Por este medio se concibe la posibilidad de la formación de una montaña de gran complejidad tectónica y morfológica, pero de una notable pobreza estratigráfica, por no entrar en su composición sedimentos de edad posterior a la en que empezó el plegamiento.

No es el considerado, sin embargo, el caso normal, sino que, transcurrida la fase inicial de la deformación, caracterizada por su extremada sencillez, el proceso se complica con la interven-

ción de las fuerzas exógenas, las cuales, actuando con mayor o menor energía sobre la onda positiva de la inflexión, depositan sedimentos en la ondulación de signo contrario, la cual, por esta última circunstancia, juntamente con el ahondamiento progresivo que en lo sucesivo va a experimentar, adquiere sus propiedades más características. En el geoanticlinal la elevación producida por el plegamiento de los estratos es compensada en gran parte por la acción destructora de las fuerzas de la dinámica ex-



terna, pero en el geosinclinal se suman los efectos de la fuerza plegante, lo que hace posible, si la contracción persiste, el almacenamiento en él de grandes espesores de estratos. Las deformaciones producidas en esta primera fase del fenómeno son, en general, de gran amplitud, y no modifican profundamente la estructura de la corteza terrestre, ni alteran de modo sensible su relieve; es decir, que no son deformaciones orogénicas en el sentido estricto de la palabra (Figs. II y III).

Vencidas las resistencias que se oponen al fruncimiento de los estratos, e iniciado éste, la zona afectada pierde parte de su rigidez original, y adquiere, en consecuencia, una marcada tendencia a dislocarse. Como todos los procesos naturales están regidos por el principio del esfuerzo mínimo las futuras contracciones de la corteza terrestre se operarán preferentemente a expensas de esta zona débil, mientras que las próximas a ella, dotadas de mayor estabilidad, conservarán casi intacta su primitiva estructura. Un plegamiento empezado en determinada época geológica se renovará, según esto, en épocas sucesivas, sumándose las dislocaciones de una fase orogénica a las engendradas por las fases activas que la han precedido; conclusión de orden especulativo que se halla confirmada por la estructura de la mayor parte de las grandes cordilleras de la tierra.

El fenómeno geodinámico que, en una época geológica, produce el primer plegamiento de una zona de superficie terrestre, se repetirá en épocas posteriores, en virtud de lo que acaba de decirse, en la misma zona, acentuando la contracción de ésta, e imprimiendo al geoanticlinal que forma su borde un movimiento tangencial hacia la cuenca de sedimentación, la cual, como consecuencia de esto, se irá angostando gradualmente. Si el geosinclinal estuviera vacío de sedimentos, en esta segunda fase del proceso no se producirían más efectos que acrecentar y complicar la deformación original; pero cuando, como ocurre normalmente, está ocupado por un espesor considerable de estratos, recientemente depositados, éstos, que se encuentran sobrepuestos a la parte más profunda y antigua, opondrán una cierta resistencia al avance del geoanticlinal, el que ejercerá sobre los sedimentos la presión necesaria para constreñirlos a adaptarse a un espacio más reducido que aquel en que se depositaron. De este modo nace la fuerza orogénica, la cual, por lo tanto, no es otra cosa que el empuje ejercido por el borde continental, transformado ya en antepaís, sobre los depósitos acumulados en el geosinclinal. El elemento tectónico activo es, según esta interpretación, el anticlinal u onda positiva de la inflexión, mientras que los sedimentos del geosinclinal permanecen pasivos e inertes durante el proceso geodinámico. La contracción general de la zona orogénica no solo es, según esto, la causa determinante de la inflexión primitiva de la corteza, y de los fenómenos de denudación y sedimentación subsiguientes, sino que, además, origina la presión lateral que, estrujando los estratos del geosinclinal, los

pliega hasta hacerlos emerger a veces miles de metros sobre las aguas que los cubrían (Fig. IV).

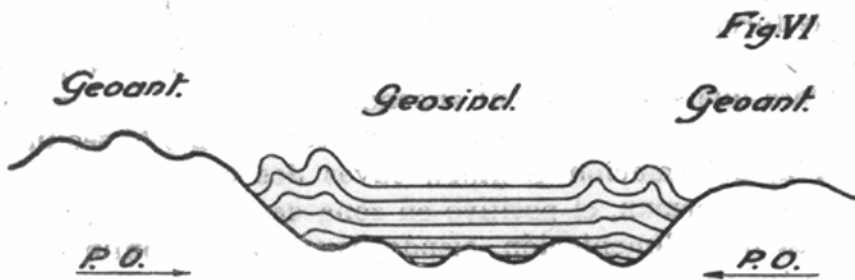
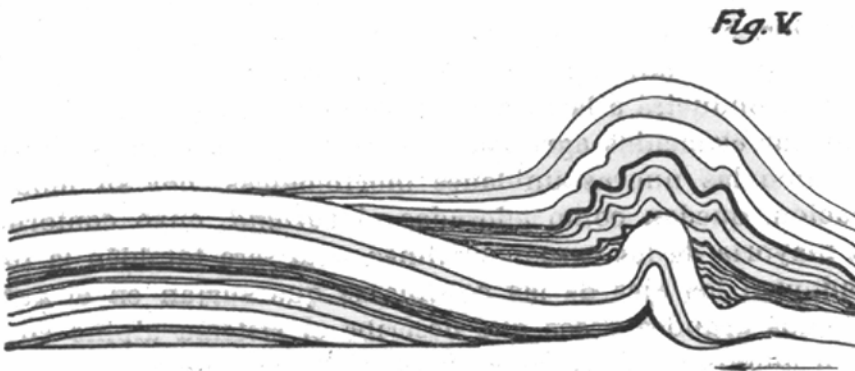
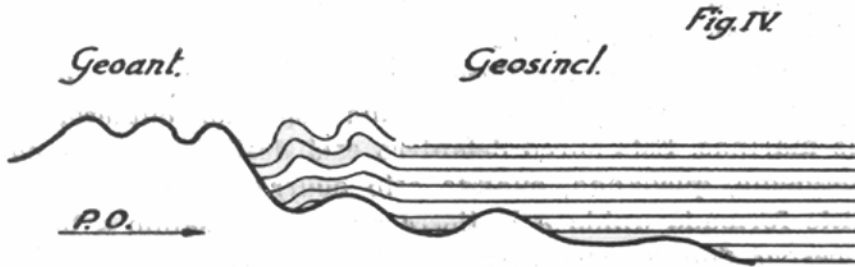
Indagaré ahora cuáles son los efectos tectónicos que la presión del anticlinal produce. Estando constituido el país delantero por rocas antiguas más o menos metamorfoseadas, y que ya han experimentado uno o varios plegamientos, su rigidez es mayor que la de las capas horizontales depositadas en el geosinclinal: estas últimas, por lo tanto, se deformarán en mayor grado que los estratos plegados que integran el borde continental. Pero las dislocaciones que de este modo se produzcan no se hallarán distribuidas uniformemente sobre todo el ancho del geosinclinal. Teniendo éste, en general, mucho mayor espesor en el interior que en sus orillas, serán estas las que, tanto por recibir directamente el empuje del antepaís, cuanto por ser las partes más débiles, se plegarán más intensamente. Si no fuera este el caso, y los depósitos del geosinclinal constituyeran un tramo del mismo grueso y resistencia (si por rara excepción ocurriera esto), las plegaduras más importantes se seguirían produciendo cerca del borde continental, por no poseer los sedimentos la rigidez necesaria para transmitir a distancia el esfuerzo recibido. Esto último se halla demostrado de modo inconcuso por los experimentos de Willis, quien operó sobre paquetes de capas de yeso que alternaban con otras de cera, encerradas en una caja que permitía comprimir los materiales merced a un testero móvil que tenía. Por este medio obtuvo plegamientos complicados en la proximidad del testero, mientras que el resto del haz de capas apenas sufrió deformación alguna (Fig. V). Para obtener, en esta clase de experimentos, resultados comparables a los de la naturaleza, donde las masas de rocas sometidas a las fuerzas orogénicas son de dimensiones colosales, es absolutamente necesario el empleo de materiales blandos, como han hecho Willis, Paulcke y otros investigadores.

De todo lo dicho se concluye que, como consecuencia del empuje tangencial del país fronterero, surge en el geosinclinal, y en su zona periférica, un haz de líneas de relieve que puede estar adaptado al zócalo continental, o separado de él por una depresión delantera ocupada por el mar. Hacia el interior de la cuenca de sedimentación los movimientos serán mucho más lentos y tendrán la amplitud necesaria para que las capas se ajusten a la nueva forma del *substratum* sobre que se apoyan. La montaña de este modo constituida tendrá como características principales el estar formada por rocas más modernas que las que



asomani en el continente próximo, y el poseer, en general, relieve más pronunciado que éste; pues, por una parte, la mayor estabilidad del antepaís le hace poco sensible a los efectos de la fuerza deformante, y, por otra, la larga denudación a que estuvo sometido redujo notablemente su elevación.

Con arreglo a este modo de ver, el movimiento general de des-



censo del geosinclinal, o epirogénico, no sólo no cesa en las épocas llamadas orogénicas, sino que es la causa determinante de todos los fenómenos que en el curso de ellas se producen. No se trata, pues, de dos movimientos sucesivos distintos, uno de gran duración y amplitud, y otro corto y de ritmo vivo, sino que uno y otro se producen simultáneamente, por ser manifestaciones del

plegamiento general a que la zona orogenética está sometida. Es dudoso, por lo tanto, que existan las épocas llamadas por Stille anorogénicas, siendo lo más verosímil que, durante el descenso del geosinclinal, no cese el proceso generador de las montañas. Podrá éste, en ciertos períodos, acelerarse sensiblemente y adquirir los caracteres de una "revolución tectónica", pero sin perder su solidaridad con el movimiento epirogénico, del que, a lo sumo, podrá ser considerado como un episodio.

La nueva cordillera quedará, en general, como ya se ha dicho, separada del área continental por una depresión cubierta por las aguas marinas. Este surco delantero está destinado a desaparecer rápidamente, quedando, cuando esto ocurra, la montaña recientemente formada unida a la tierra firme, y pasando a llenar, en lo sucesivo, función de antepaís. Un nuevo avance de éste determinará la emersión de una segunda línea de relieve paralela a la anterior, en la que predominarán sedimentos más modernos que los que forman la primera. La repetición de actos orogénicos análogos conducirá a la formación de un sistema orográfico constituido por elementos agrupados en la forma que antes se ha dicho. Como las nuevas unidades morfológicas, por su modo de formación, quedan como adosadas al *vorland*, cuyo contorno es en la mayoría de los casos curvilíneo, esta será también la forma que adopten los ejes de las cordilleras que surjan en el geosinclinal. Los grandes arcos que describe el sistema alpino en casi toda su longitud, son, verosímilmente, el resultado de un proceso análogo al descrito, el que no está sujeto a las críticas formuladas contra la explicación que, de aquel hecho, ha sido dada por Suess.

Como resumen de todo lo dicho puede ser descompuesto el modo de formación de una montaña en las tres fases siguientes: en la primera, que es de carácter endógeno, la fuerza plegante (cualquiera que sea su origen) engendra una inflexión compuesta de un sinclinal y de un anticlinal simples; durante la segunda se acentúa la deformación original, cuyos dos elementos morfológicos se transforman, el positivo en zona de erosión y el negativo en cuenca de sedimentación, siendo causa de la continuidad de estos fenómenos exógenos la persistencia de la fuerza plegante; por fin, durante la tercera, que es la fase orogenética propiamente dicha, el aumento de la contracción compele a los estratos del geosinclinal, que se depositan en posición casi horizontal, a acomodarse a un espacio más reducido, plegando más o menos intensamente su zona marginal.

Según Stille no basta, para que se forme una montaña, que

exista la inflexión de la corteza terrestre de que se ha hablado, y los fenómenos de erosión y sedimentación que son su consecuencia, sino que es además necesario que el geosinclinal adquiera, como resultado de su ahonde progresivo, el grado de flexibilidad, o de predisposición al plegamiento, que él denomina "madurez"; concepto que necesariamente implica la intervención de acciones térmicas, o de otro orden, distintas de las puramente dinámicas que han sido consideradas. Dichas acciones han existido indudablemente en muchos casos, pero su presencia no es en modo alguno indispensable, pues si la contracción no cesa, los depósitos del geosinclinal siempre acabarán por verse forzados a adaptarse a un espacio más pequeño, lo que sólo podrá hacerse arrugándose en la medida que sea necesaria; esto es, mediante reacciones que, la mayoría de las veces, serán de carácter orogénico. Las modificaciones que el calor, los agentes químicos, o el equilibrio isostático puedan introducir en el mecanismo de la orogenia, serán siempre de orden muy secundario en relación con el fenómeno geodinámico que acaba de ser descrito.

Hasta ahora sólo se han considerado los geosinclinales que están en comunicación con un mar abierto, sin hacer referencia a aquellos que se hallan comprendidos entre dos áreas continentales. En este último caso la contracción engendrará dos presiones de sentido inverso, cada una de las cuales producirá efectos tectónicos análogos a los que han sido reseñados. Se formarán de este modo dos grupos de cordilleras (Fig. VI), cada uno de los cuales estará adaptado a su correspondiente país fronterero, extendiéndose entre ambos un espacio no afectado por las plegaduras (el *zwischengebirge* de Kober). Este espacio podrá irse reduciendo gradualmente hasta ponerse en contacto los dos haces de líneas de relieve, siendo a veces posible, en este caso extremo, distinguir las dos ramas que integran la zona plegada. Los Alpes son, en opinión del último geólogo nombrado, como ya se ha indicado, un ejemplo notable de doble orogenia, por estar compuestos por una rama "alpina", plegada hacia el N., y una rama "dinárida" plegada hacia el S.

## FENOMENOS POSTOROGENICOS

El sistema orográfico de este modo formado aparece a los ojos de un observador, desde el punto de vista morfológico, como un agregado confuso y multiforme de serranías, cordales y

lomas de cumbre aplanada; pero aunque el proceso orogénico propende a multiplicar y diversificar las formas topográficas, el modo especial de actuar de las fuerzas que en él intervienen, tanto las de naturaleza positiva, o endógenas, como las negativas o exógenas, hace que cada arco orográfico esté caracterizado por el predominio de un determinado tipo de relieve. Las cordilleras de un sistema, incluso las más antiguas, han sido modificadas en mayor o menor grado por los últimos movimientos orogénicos de la corteza terrestre, que son los acaecidos en los tiempos terciarios. Pero la intensidad de las deformaciones que por esta causa han experimentado, decrece a medida que la unidad orográfica considerada, por razón de las plegaduras que con anterioridad ha sufrido, y por otras causas que no voy a enumerar ahora, ha adquirido mayor estabilidad. La consecuencia de esto es que, en las cordilleras más antiguas de un sistema, los efectos de los últimos ciclos erosivos a que estuvieron sometidas, se han, en cierto modo, sumado, por lo que presentan en la actualidad abundantes formas topográficas próximas a la peniplanicie. Las cordilleras más modernas constituyen el caso inverso, pues habiendo sido denudadas, después de adquirida su máxima elevación, durante un lapso de tiempo muy reducido, su morfología difiere poco de la que ha impreso en ellas la fuerza orogénica. Estas cordilleras modernas se caracterizan, por lo tanto, por su considerable altura y extremada fragosidad. Los dos tipos morfológicos extremos que han sido citados, se encuentran enlazados por otros intermedios, pudiendo ser clasificados todos ellos, en las montañas cántabro-astures, en las cuatro categorías siguientes:

La primera está constituida por las llamadas "sierras planas", las cuales, como su nombre indica, son lomas cuya cumbre ha sido completamente aplanada. Abundan en la costa, donde raras veces pasan de 200 metros de altura (Monte de Areo, Sierras planas de La Borbolla, Nueva, Purón, etc.), lo que hizo suponer a algunos geólogos que tan extrañas formas topográficas son obra de la denudación marina; pero también se encuentran en el interior del macizo montañoso, donde alcanzan alturas hasta de 1.500 metros (Sierra de Bodenaya, Meseta de Las Cruas, Rasa de Mongayo, etc.) Teniendo estas últimas la misma forma que las de la costa, y estando formadas por las mismas rocas (generalmente por cuarcita siluriana en bancos muy inclinados) el origen de todas ellas necesariamente ha de ser, como he procurado demostrar en otro trabajo, la erosión continental (*Nota acerca del*

*origen de las llanuras, rasas y sierras planas de la costa de Asturias*, Bol. Soc. Esp. de Hist. Nat., 1930).

A la segunda categoría pertenecen numerosas montañas de la región paleozóica de Asturias (Monte Naranco, Sierras del Palo, Fonfaraón, Valdebueyes, etc.), cuya elevación pocas veces pasa de 1.000 metros. Todas están caracterizadas por sus formas alomadas donde rara vez se destacan crestas o picachos importantes.

En la tercera categoría se incluye un grupo de montañas, cuyas alturas oscilan entre 1.000 y 2.000 metros, formadas generalmente por caliza carbonífera y cuarcita siluriana, siendo frecuente el caso de que asomen en ellas al mismo tiempo las dos rocas citadas. Forman cumbres alargadas, en cuyos perfiles casi nunca se encuentran riscos agudos ni hondas horcadas, ofreciendo su conjunto una morfología dotada aún de un cierto grado de suavidad. Pertenecen a este grupo El Aramo, El Sueve, Peña Manteca, La Cordillera de Cuera, etc.

Finalmente, la cuarta categoría de formas topográficas comprende los macizos más elevados de la región, con alturas que oscilan 2.000 y 2.700 metros (Picos de Europa, Cordal de Ponga, Puertos de Agüeria, etc.) Las "peñas" y "torres" de contornos variadísimos, que en número casi incontable los erizan, y las angostas y profundas hoces que los cortan, dan a todas estas montañas una apariencia de extraordinaria aspereza. Como ejemplo de los ingentes riscos que las coronan pueden ser citados Peña Santa de Castilla, la Torre del Llambrión y el pico de Urriello o Naranjo de Bulnes, y sus cañones más celebrados son los de los ríos Sella, Cares y Deva.

Esta clasificación de las formas topográficas que, como se ha visto, se refiere exclusivamente a la región cántabro-astur, acaso pueda ser aplicada a muchas montañas de la tierra que se han formado de un modo análogo al descrito, aunque es lógico suponer que la naturaleza petrográfica, el clima y otras circunstancias locales propias de cada zona plegada introduzcan en su morfología modificaciones más o menos profundas.

Por no alargar excesivamente este trabajo, y no obstante el interés que ofrecen los fenómenos postorogénicos, me limito a recordar los principales efectos de los agentes demoledores que actúan sobre las líneas de relieve después que éstas han alcanzado su mayor altitud.

EMILIO CORUGEDO

---

LA GEOLOGIA DE LA CUENCA DEL RIO  
TUIZA Y SUS RESERVAS DE ENERGIA  
HIDRAULICA

---

LENA-ASTURIAS

Sabido es que la Cordillera Cantábrica, a pesar de su proximidad a importantes poblaciones asturianas, todavía conserva muchos secretos y muchas bellezas ignoradas, y vamos a ocuparnos de una pequeña zona que no dista más de 50 kilómetros de Oviedo, pero presenta muchos elementos desconocidos para el ingeniero y para el turista; afortunadamente dentro de un año podrá visitarse fácilmente, por la terminación de la carretera de Campomanes al puerto de La Cubilla y podrá llegarse a la divisoria castellana para admirar sus variados paisajes, la maravilla del rizado de sus capas y la profusión de sus movidas aguas. Hemos representado el mapa geológico a la escala de 1 : 25.000 y dada la variedad de terreno que presenta este subsuelo de tan complicada topografía y geología, la extensión de algunas manchas quizás habrán de sufrir alguna modificación, sobre todo por haber empleado la escala, acaso demasiado grande, de 1 : 25.000, pues para las hojas que actualmente están en publicación del Instituto Geológico de España se ha elegido la de 1 : 50.000.

A continuación damos una relación de alturas, con relación

al mar, con las localidades y elevaciones más importantes que se hallan representadas en el mapa:

C O T A S

| LOCALIDADES               |       | CUMBRES              |       |
|---------------------------|-------|----------------------|-------|
| Pontones...               | 570   | Peña Ubiña...        | 2.417 |
| Telledo...                | 620   | Portillín...         | 2.220 |
| Traslacruz...             | 780   | Peñallana...         | 2.110 |
| La Cruz...                | 870   | La Mesa...           | 1.953 |
| Ríospero...               | 890   | Almagrera...         | 1.930 |
| Puente de Ríospero...     | 895   | Fasgal...            | 1.922 |
| Tuiza de Abajo-Capilla... | 1.040 | La Tesa...           | 1.905 |
| El Campo...               | 1.080 | Pico Negrón...       | 1.815 |
| Tuiza de Arriba...        | 1.260 | Peña Parda...        | 1.789 |
| El Cheo...                | 1.510 | Collada de Ronzón... | 1.840 |
| Alto del Palo...          | 1.710 | Muñón del Agua...    | 1.760 |

Los terrenos que se encuentran representados son el carbonífero, devoniano y siluriano, pues aunque en los cortes aparece también el cámbrico, no se halla en los afloramientos; pero en la provincia de León no se encuentra alejado de estos lugares, porque se halla en la cúpula de los anticlinales cuarcitosos con calizas en que aparecen Paradoxides y Conoccephalites. El hullero pertenece al tramo inferior, hecho clásico por Barrois en esta localidad con el nombre de "hilada de Lena". La caliza de montaña tiene los caracteres comunes de las cuencas de Asturias y León, que tan extensa zona ocupa en los Picos de Europa, en la Sierra de Cuera, etc., su potencia es de 400 metros. Entre las calizas carboníferas existen también las del hullero inferior y el mármol griotte, aunque no se halla la primera en el hullero del sinclinal de La Tesa. La caliza de montaña en algunos lugares se convierte en dolomía que llega algunas veces al 40 por 100 de carbonato de magnesia. Un análisis de una caliza de Ríospero ha dado 0,99 de carbonato cálcico con 0,005 de carbonato de magnesia; en el mismo Ríospero aparece también el mármol griotte en la base de la caliza de montaña, aunque no hemos encontrado Goniatites, estas losas con su aspecto amigdoile, envueltas en finos lechos arcillosos y por su posición estratigráfica deben referirse a este importante horizonte.

El terreno devoniano en esta región es de menor potencia que la de la parte central de esta formación, que se extiende principalmente por los concejos de Las Regueras, Candamo y Miranda, pues todo su espesor no pasa de 450 metros; las calizas no son tan compactas como en aquellos lugares y aparecen frecuentemente con tramos pizarrosos intercalados; se observa que van disminuyendo de potencia de O. a E. en Asturias. Estas calizas son muy fosilíferas, teniendo muchos braquiópodos, especialmente entre Tuiza de Abajo y el Alto del Palo, abundando los géneros *Sperifer*, *Strophomena* y *Atrypa*. El devoniano en Pancullaredo tiene 400 metros de espesor, contados entre el siluriano de Peña Negra y la caliza de montaña de La Tesa.

Por último, el terreno siluriano se halla representado por la cuareita que tiene la dureza y el espesor conocido en nuestra provincia; constituye, como en la mayor parte de Asturias, la envolvente general del devoniano y la caliza de montaña; esta forma envolvente de los pliegues paleozóicos es como sostén y referencia de los principales levantamientos y dislocaciones cántabras. Cerca de la divisoria con León la dirección general de estos estratos es E. 15° N. inclinando al N. 15° O. = 80°; los pliegues de las cuarcitas son isoclinales, siempre al N.; los ríos han cortado profundamente estas cuarcitas, como sucede en La Muesa, por el río de La Foz, y en el Salto del Diablo, por el de Tuiza. En las cuarcitas son frecuentes las fallas con cobijaduras, como ocurre en Traslacruz, donde aparece el hullero cobijado; otras veces es la caliza de montaña o un tramo del devoniano.

Expuestos los caracteres generales que anteceden sobre los distintos terrenos, diremos dos palabras sobre las bellezas del paisaje que está íntimamente asociado a la estructura y rocas del subsuelo: las blancas moles de las calizas de las foces, las ondulaciones severas del devoniano, las cuarcitas imponentes y estériles, y las redondeadas masas del hullero, nos hablan constantemente del substratum que aparece en el panorama; no existe aquí la monotonía de los Picos de Europa, donde los primeros términos se lanzan contra el observador que los mira y el horizonte no se vé en la lejanía; aquí el color tostado de las cuarcitas realza la blancura de los picos calizos, y los rojos de las areniscas devonianas quedan suavizados por las verdes praderas del hullero. Por la región de la costa se encuentran los grises recortados de Compañones y las cumbres de Aller y Lena, y en el borde castellano se observa el oleaje de los crestones paleozóicos que mueren en la meseta como en una playa. Cumbres que en el secundario se habían ele-



vado por encima de los Picos de Europa y los seres de entonces, que pudieran regresar de América, contemplarían el mojón de Peña Ubiña como la primera avanzada del continente. Después de anotar la magnificencia del paisaje de estas montañas, vamos a ocuparnos de su importancia geológica, de la que resultará a su vez comparable a la de los Picos de Europa.

Debemos señalar la zona de Peña Ubiña como un lugar excepcional de la Cordillera Cantábrica y especialmente de la región asturiana; pues en ella se marca como el centro alrededor del cual se arrumban los estratos paleozóicos de su suelo, para formar los arcos ya señalados primeramente por Macpherson y analizados después por Suess. Esta zona, con la de los Picos de Europa, constituye los pilares sobre que descansa la cuenca de Asturias, semejante a los apoyos que sostiene la armadura de este puente colgante formado por los estratos dinantienses y westfalienses, depresión de nuestra cuenca hullera, que irá luego a acentuarse entre la provincia de Santander y los Pirineos, para formar el hundimiento del país vasco.

La inflexión hecha por los pliegues herciniños deberá relacionarse con los depósitos de terrenos que era preciso poner en movimiento, puesto que esta inflexión se encuentra precisamente donde terminan los estratos de la caliza y el hullero; especialmente la rigidez de la primera y el espesor de más de 1.500 metros de macizo carbonífero, tuvieron necesariamente que influir en la disposición de los terrenos paleozóicos más antiguos, al encontrarse con estos sedimentos de sobrecarga, haciendo que la masa más flúida, principalmente pizarras de los terrenos cambrianos, se rizase con facilidad. El movimiento a que estuvo sometido el macizo de Peña Ubiña ha consolidado, pues, el continente asturiano, no sólo por haberle dado mayor elevación, superior como hemos dicho a la de los Picos de Europa, sino porque hacia el N. impidió que el país astur inmergiese en mayor extensión bajo el mar; debe observarse que el Cabo de Peñas, el elemento siluriano más saliente de la costa, está precisamente al N. de Peña Ubiña y a partir de este cabo se va acentuando la depresión general que tiene su valor máximo en las provincias vascongadas.

Se observa que la dirección de estas capas va describiendo arcos concéntricos como si tuvieran por centro a esta zona, de tal suerte que los estratos primeros que empiezan con dirección O. van cambiando al NO. para luego hacerse al N. y después al NE.; esta cúpula anticlinal formada por la caliza de montaña en el extremo SO. de la formación, constituye como el monumento herciniño

no más importante de la Cordillera Cantábrica; su ábside se encuentra en Peña Ubiña y su aguja más elevada, que rebasaría de los 3.500 metros, ahora denudada, se proyectaba sobre la aldea del Campo y continuaban sus muros formando el gran anticlinal que se inicia en Brañalavera y El Aramo para morir en el mar en las proximidades del Cabo de Peñas. Las capas superpuestas según el orden de antigüedad y de un modo imbricado, se hallan colocadas de manera que las más profundas son las cambrianas y las más modernas los tramos hulleros; tiene una disposición semejante al varillaje de un abanico y de este modo las más antiguas formadas por las pizarras cambrianas y cuarcitas silurianas, marchan en dirección al O., las devonianas van al NO., la caliza carbonífera de La Sobia y Brañavalera van señalando el N. y por último los estratos del hullero se dirigen al NE., hacia la cuenca central; vemos, pues, que las direcciones cambian unos 140° y para que esto ocurriera se pudiera pensar que los impulsos originarios tendrían también diferentes direcciones, pero consideramos que del mismo modo que varias láminas flexibles se pliegan en diferentes direcciones aunque reciban empujes en el mismo sentido a causa de los obstáculos que encuentre y de las masas que se coloquen sobre ellas, de igual manera las capas asturianas se plegaron principalmente por el impulso herciniano, aunque posteriormente hayan sufrido desviaciones accidentales; pues un pliegue que se inicia, se puede decir que no se estabiliza más que en un largo período, y no basta que una dirección siga el rumbo E. a O. para considerarla ya como alpina, pues puede ser la resultante de las fuerzas que plegaron el conjunto en otra época anterior. Como los terrenos más modernos en esta región son los del carbonífero, la estructura actual no nos puede señalar fácilmente los movimientos a que ha estado sometido desde el herciniano, porque los pliegues posteriores estarían reflejados en los estratos secundarios y terciarios: no obstante, pueden estudiarse por las relaciones de estos últimos con los de otros lugares de Asturias y León, así como con los del Sistema Ibérico, donde puede decirse que no existe época en que los movimientos no hayan quedado registrados en sus estratos.

Se observa también que al plegarse estos terrenos de diferentes sistemas, se nota que al aparecer los más modernos lo hacen en un sinclinal; así el de la caliza de montaña se inicia con el que parte de Torrebarrio y sigue por el Puerto de Ventana, Tameza, Las Regueras, para terminar en Perlora; luego sigue el anticlinal de la divisoria. Schulz no creía que el terreno hullero atra-

vesara el Puerto de la Cubilla y en todos los mapas posteriores no se hace mención del mismo; pero esa superficie alargada de los puertos de Asturias y León en un recorrido de más de diez kilómetros, está formado por el carbonífero, probablemente estefaniense, y si este sinclinal no fuera de esta época, lo es sin duda el que le sigue del Puerto de Ventana. De suerte que en síntesis nos encontramos en el macizo de Peña Ubiña como en el límite de la cuenca westfaliense que, a partir de este lugar, se dirigía hacia el N., hasta el mar, y por el E. seguiría la divisoria de la Cordillera Cantábrica, para doblar al O. del gran macizo anticlinal de los Picos de Europa, y de esta manera el resto del carbonífero pertenecería al estefaniense, que circundaría a la cuenca central como formando una orla, envolvente del hullero más antiguo.

Se vé en los cortes geológicos que la cuarcita siluriana ha sufrido en algunos lugares desplazamientos de más de 3.000 metros verticales; este hermoso tramo, envolvente general del subsuelo asturiano, se puede considerar como el impulsor de la elevación del terreno carbonífero a más de 1.000 metros por encima del pueblo de Telleo hacia el Puerto de La Cubilla, de modo que el salto de la cuarcita ha sido como el precursor del salto de aguas existente en La Vallota, del que luego hablaremos.

---

La hidrografía de un país es siempre expresión de las formas que primitivamente la tectónica imprimió al relieve y éste es a su vez profundamente modificado, en una labor constante, por el régimen y distribución de las aguas; y debe señalarse que la estructura primitiva es más sencilla que la que resulta de los trabajos posteriores de erosión, aunque permanecerán siempre los movimientos antiguos como el esqueleto de las formas presentes; así en la cuenca del río Tuiza el armazón de la red hidrográfica es el pliegue anticlinal herciniano desgarrado en dirección E. a O., lo que dió lugar a las complicaciones de arroyuelos, fuentes y sumideros en el laberinto de sus montañas. Esa fractura general ayudó la profundización del valle general, estableciendo luego la denudación las cuencas de los arroyos del Meicín, del Acheite, del Viñuela, y las capas impermeables del devoniano dieron origen a las fuentes de La Varera y Pancullaredo; al mismo tiempo la falla de la cuarcita siluriana, situada encima de Los Pontones, preparó la cuenca del río de La Foz y éste a su vez abre el camino a la gran denudación que tendrá lugar posteriormente en el sin-

clinal de La Tesa y La Mesa, al destruir gran parte del relleno de los lechos hulleros para formar los escalones glaciares donde existen las lagunas del Cheo y de La Vallota. Resulta, pues, que el pliegue anticlinal y el sinclinal, con la falla de Los Pontones, han sido los productores del aspecto actual del paisaje, el que va adquiriendo un modelado más suave en su relieve al correr de los siglos.

La Cordillera Cantábrica, de gran elevación y no distante del mar, es una de las regiones más lluviosas de la Península; con sus abundantes aguas y la proximidad del nivel de base, hace que el régimen de sus ríos sea torrencial con impetuosa energía erosiva; la vegetación frondosa mantiene y regulariza la humedad, teniendo las aguas una distribución uniforme. La cantidad media de agua caída en Asturias durante un año forma el volumen enorme de nueve kilómetros cúbicos de agua; en Oviedo la media anual es de 850 milímetros, el máximo principal suele ser en otoño, generalmente en Noviembre, con 98 milímetros, y el secundario se produce en primavera con 92 milímetros.

Como los montes cántabros parten del nivel del mar en la región N. y en el S. se inician en la Meseta Castellana con la altitud de 700 metros y dada la abundancia de esta precipitación atmosférica unida a la pendiente exagerada de los arroyos, los ríos de la vertiente N., a causa de su mayor poder de erosión caminan más rápidamente que los de la meseta, captando muchos arroyos que antes eran castellanos; de esta manera algunos valles asturianos tienen su origen en la vertiente opuesta después de haber rebasado la línea de las cumbres más elevadas donde anteriormente formaban una divisoria diferente; así ocurre que en la cuenca del río Tuiza la mayor elevación se proyectaba sobre la aldea del Campo, cerca de Rióspaso, retrocediendo la divisoria más de ocho kilómetros con relación a la cumbre actual de Peña Ubiña.

Las huellas que ha dejado la acción glacial en este macizo son abundantes, tanto en la parte correspondiente a Asturias como en la de León; en ésta, especialmente en las proximidades de los pueblos de Torrebarrio, Candemuera y Torrestío; en nuestra región aparecen en la cuenca del río Tuiza y en la del río de La Foz; en el primero se notan en la Collada de Ronzón a 1.840 metros de altura, y en la base de Peña Ubiña grande, así como en Peña Ubiña pequeña, apareciendo morenas y depósitos correspondientes a diferentes épocas de glaciario. Estos restos se encuentran a unos 1.800 metros de altitud, pero en lugares más bajos tam-

bién se destacan formaciones debidas a los heleros, como las que existen en el Meicín. En las partes altas de Peña Ubiña no se encuentran señales de haber existido circos glaciares, acaso debido a la gran pendiente que tiene la caliza o bien a haberse borrado por la erosión; pero sí se hallan en la base de la cumbre mirando hacia el Meicín, donde aparecen depósitos en forma de artesa y morenas, igualmente por debajo de la Collada de Ronzón, que tiene la altura de 1.900 metros y en su parte O. existe una morena de retroceso; en la parte E. de la Ubiña pequeña existen también materiales calizos formando morenas; en esta zona el subsuelo ya no es de caliza sino que está constituido por pizarras y areniscas del hullero inferior formado por estratos delgados apretados unos con otros, últimos restos del sinclinal denudado que allí existe. Debemos señalar también los depósitos que se encuentran en la laguna del Meicín, cerrando en parte la salida de las aguas que lo forman, emergidas de varias fuentes que manan en las proximidades.

En toda la zona elevada los arroyos y sumideros son formaciones carboníferas situadas en sinclinales, y por la fuerza erosiva de los heleros se desgastaron los estratos blandos constituidos por pizarras y areniscas llegando hasta el caparazón de la caliza de montaña; la superficie que presentan es perfectamente plana y suelen salir las aguas por soplados que se han formado al perforar la caliza dinantiense infrayacente. Es interesante señalar los puertos de gran extensión plana que existen en las cumbres de Asturias y León, con alturas de 1.700 y 1.800 metros, que al encontrarse las aguas como paradas para su circulación, por falta de vertiente, en su indeterminación acaban, en un período accidental, por escurrirse por los soplados en las calizas.

Donde se muestra más patente la fuerza erosiva es en el gran sinclinal donde se encuentra El Cheo, el Puerto de la Vallota, llamado también Vega del Pozo y en los otros puertos que continúan, pasada ya la divisoria con León. El Cheo es, como su nombre lo indica, una laguna pequeña, que se halla al S. de La Tesa, a la altitud de 1.520 metros. Por encima de ésta, y escalonado, aparece el Puerto de la Vallota; su denominación ya nos indica su disposición en forma de valle alargado; la cuenca arqueada, siguiendo la vuelta que también forman las calizas donde está encajado, tiene de longitud 2.200 metros, distancia comprendida entre el límite de la cuenca de El Cheo y la divisoria de León. La parte más profunda que se encuentra en el centro, es de 25 metros, con relación a la salida a El Cheo, y de 60 a la divisoria de León.

Estas lagunas han sido labradas por el helero y durante las épocas interglaciares se han convertido en lagos escalonados que tenían su vertiente por la parte oriental de la cuenca constituyendo cascadas de 200 metros de altura, siendo las más notables las que existían en La Vallota y en el río Pancullaredo, sobre la Fontona de Los Hornos. Este aspecto pintoresco del paisaje debió de ser de larga duración en La Vallota, a juzgar por el espesor de los sedimentos allí acumulados; existen terrazas perfectamente horizontales en una longitud de 600 metros, con alturas de 14 a 16 metros y que no rebasan la salida natural a la zona de El Cheo; estos sedimentos son en su mayor parte arcillas de los heleros, pero también existen arenas y gravas estratificadas de origen fluvial. Esta superficie tranquila se vió en una época alterada por la iniciación de una perforación de la caliza de montaña en uno de sus bordes, que hizo más tarde vaciar el lago hasta su fondo; al descender el nivel de las aguas no sólo se irían denudando las pizarras y areniscas del hullero que forma la cuenca, sino que arrastrarían también parte de los depósitos de las terrazas; de esta manera se han originado en el Puerto de La Vallota dos afluentes al soplado, uno de 900 metros de longitud situado en la parte oriental y otro de 1.300 metros en la occidental, llegando de este modo a formarse la vega actual que constituye el Puerto de La Vallota.

Como gran parte de esta superficie se halla cubierta de arcilla, y existen zonas planas, en épocas de lluvia se forman grandes encharcamientos de poca altura, resultando que en los días lluviosos la cantidad de líquido que pasa por el soplado es grande, pues la cuenca de recepción tiene más de cinco kilómetros de superficie, acudiendo además las aguas procedentes de las fuentes que manan en las calizas circundantes, pasando algunas veces el caudal de 2.000 litros por segundo en las proximidades del soplado; en cambio, durante el verano esta superficie forma una extensa pradería de suelo firme y seco.

Tanto la cuenca del río Tuiza como la de La Foz fueron debidas a una rápida erosión originada por los grandes desniveles y por el desgarramiento del anticlinal allí existente, dando origen a que la dirección general de la cuenca del Tuiza vaya de O. a E., y teniendo en cuenta la gran desviación que hacia el S. tiene la divisoria de la Cordillera Cantábrica con relación a la marcha general del conjunto de este levantamiento, nos permiten asegurar que la zona de estos afluentes del río Huerna fueron en otra época pertenecientes a la cuenca del río Luna, tributario del Duero; re-

sulta, pues, que se ha hecho una captación de esta zona a beneficio de la cuenca del río Nalón. Esto se observa principalmente en La Vallota y en El Cheo, que en la época glaciaria sufrieron grandes erosiones; debemos señalar que la divisoria de Asturias y León tiene sólo 60 metros de diferencia de nivel con relación al soplado de La Vallota y 25 metros con la divisoria oriental de este puerto que mira hacia El Cheo; de igual modo en la actualidad la erosión tiende a hacer que los puertos de La Cubilla y La Cueva del Puerto, así como los que siguen, pertenecientes hoy al Ayuntamiento de Mieres, vayan en profundidad sus aguas a la cuenca del río Tuiza; es curioso señalar que el concejo de Mieres haya adquirido propiedades en la provincia de León, que en un futuro secular pertenecerán al suelo asturiano. Sabido es que la divisoria de la Cordillera es aproximadamente una línea recta que va sensiblemente de E. a O., formada por la vertiente de aguas; pero se observa que si desde Torrestío, ya perteneciente a la provincia de León, trazamos una recta que una este lugar con el Pico Campañones, próximo al Puerto de Pajares, resulta que toda esta zona inscrita dentro de estas líneas pertenecieron en otra época a la Meseta Castellana, siendo actualmente tributaria de la cuenca del Nalón.

---

En la investigación de los yacimientos acuíferos es necesario conocer las condiciones topográficas y geológicas de su emergencia, así como sus relaciones entre sí, y de este modo se llega a la conclusión de que la gran mayoría de los manantiales abundantes de Asturias se presentan junto a las grandes fracturas de las calizas carboníferas y devonianas. La caliza de montaña proporciona fuentes muy abundantes, de las que son elocuente ejemplo El Code, Las Arrojinas y El Llamo de que se surte Oviedo, así como los manantiales que abastecen a Gijón, Mieres y Sama, situados todos ellos en la caliza de la base del carbonífero.

El río Tuiza tiene su nacimiento en la laguna del Meicín, donde existen depósitos glaciares; el macizo montañoso de donde parte este río tiene grandes elevaciones, además de la de Peña Ubiña se encuentran en sus proximidades los Picos Requejo, Fariñento y Valseco, todos ellos de altitudes superiores a los 2.000 metros, y baja rápidamente pasando por el pueblo de Tuiza y por las proximidades del Campo, Ríospero, La Cruz y Telledo, para unirse en este punto con el río de La Foz, que desciende a

su vez de la unión de la parte oriental de La Tesa con el Cordal de los Llanos de Somerón. El rápido descenso de estos ríos se presta admirablemente para el aprovechamiento de la energía hidráulica, principalmente por la especial configuración del terreno, que permite la utilización de una importante altura de caída con la existencia permanente de sus caudales. Esta configuración del terreno permitiría la centralización en una sola instalación que se encontraría en Los Pontones, pero a fin de reducir principalmente el peso de las tuberías forzadas, proponemos el establecimiento de tres saltos escalonados, formando cascada, lo cual se presta mejor a la regulación, sobre todo contando con el embalse de la Vega del Pozo que tiene una capacidad de 4.000.000 de metros cúbicos. Además, aprovechando el escalonamiento de los saltos y la existencia del embalse, puede proyectarse la regulación absoluta del conjunto de los saltos, almacenando energía por elevación del agua de la laguna de El Cheo durante las horas de poco consumo, como se ha establecido con gran éxito en modernas instalaciones de salto de aguas de montaña.

Hemos representado en el plano los tres saltos con las denominaciones *A*, *B* y *C*. El primer salto *A* recoge las aguas que caen en la Vega del Pozo y que actualmente se pierden por un soplado, formando un embalse natural, y atravesando la caliza de la Tesa, por una tubería forzada se llega a la primer central *A* con una altura útil de 400 metros verticales y un caudal de 300 litros por segundo, que se utilizarán durante el estiaje.

El salto que llamamos *B* toma las aguas del río Tuiza, en las inmediaciones del poblado de Tuiza de Arriba, a una cota superior a 1.300 metros y con una conducción de agua rodada de unos 8.000 metros, pasa por una tubería forzada a la casa de máquinas, produciendo un salto de 295 metros de altura. El caudal del río Tuiza con sus afluentes se une al del salto *A* y desagua en las proximidades de la fuente de La Varera. La toma de aguas de esta fuente, unida al del salto *B*, es conducida por uno de los ramales del tercer salto *C*, pues el otro ramal procede del río Pancullaredo y el de La Foz; y desagua el salto *C* cerca de la confluencia del río Tuiza con el de La Foz, donde se instalará la central definitiva en las proximidades de Los Pontones.

La superficie de la cuenca alimentadora de los saltos *B* y *C* es de 60 kilómetros cuadrados, la lluvia media anual excede en aquella cuenca, situada a 1.300 metros sobre el nivel del mar, de 1.200 m/m., y tomando por coeficiente de correntía 0,70, tenemos un caudal medio de dos metros cúbicos por segundo. El mínimo



de caudal observado en el río Tuiza, unido al de sus afluentes, es el de 377 litros por segundo, que serán utilizados por el salto *B*. Las aguas que utiliza el salto *C* son derivadas del río de La Foz, Pancullaredo y la fuente de La Varera, que nos proporciona 263 litros en estiaje, y sumando este caudal con el del salto *B* tendremos una cantidad de 940 litros por segundo; queda comprobada esta cifra de los datos obtenidos en una pequeña central que utiliza estas aguas situada en sus proximidades y aguas abajo de Los Pontones.

Las aguas medias que han de utilizarse quedan reducidas a 750 litros para el salto *B*, y esta cantidad de 750 litros, mas 450, para el *C*, o sean 1.200 en total; cifra muy inferior a los dos metros cúbicos que como término medio lleva el río, según indicamos más arriba.

El embalse que da origen al primer salto se halla dominado por una cuenca superior a cinco kilómetros de superficie y como el agua aprovechable a estas alturas excede de 0,80 m., incluida la evaporación, resulta que hay la seguridad de llenarle todos los años. Pudiera objetarse que el caudal del río Pancullaredo mermaría al establecer el pantano de La Vallota, pero esto no resulta así, por estar este arroyo alimentado por fuentes que nacen en la caliza de montaña de potencia superior a 400 metros y existir una distancia al pantano de más de tres kilómetros, y naturalmente un macizo de este cubo mantiene un caudal de agua muy superior a los 38 litros por segundo, que se tomarán en estiaje de este arroyo.

El caudal que puede proporcionar el embalse durante el estiaje depende, naturalmente, de la duración de éste; en el caso que nos ocupamos, suele ser en general corto por mantenerse durante varios meses la nieve en la cuenca y empezar pronto las lluvias de otoño, con frecuencia en el mes de Septiembre, pudieran contarse como 80 ó 100 días de estiaje; pero a fin de ponernos en el caso más desfavorable, consideramos un estiaje de 120 días; en estas condiciones para asegurar un caudal medio de 300 litros por segundo, harán falta 3.410.000 metros cúbicos, con lo cual sobrarán 890.000 metros cúbicos, teniendo de esta manera un margen considerable para compensar toda clase de pérdidas y constituir una reserva muy amplia.

Descontando la pérdida en los canales y la correspondiente a la plena carga en tubería, obtendremos como energía las cifras

que indicamos a continuación, consideradas en el eje de las turbinas, y suponiendo el rendimiento de éstas de 0,80.

| Saltos     | Altura útil | Caudal en estiaje | Potencia en estiaje | Caudal y potencia en aguas medias |          |
|------------|-------------|-------------------|---------------------|-----------------------------------|----------|
| A          | 400         | 300               | 1.280               | 0,00                              | 0,00     |
| B          | 295         | 677               | 2.130               | 750,00                            | 2.350,00 |
| C          | 300         | 940               | 3.000               | 1.200,00                          | 3.849,00 |
| TOTAL..... |             |                   | 6.410               | 6.199,00                          |          |

Resulta, pues, completamente asegurada una potencia permanente en toda la época del año de más de 6.000 H. P., siendo de notar que se dispone de más amplio margen en estiaje que en aguas medias. Ahora bien, si suponemos que la fuerza se destina a aprovechamientos industriales, el número de horas de trabajo es siempre menor de las 24 horas y la carga no se mantiene constante, por lo que se considera en la práctica una duración máxima de 18 horas diarias con la carga media, o sea que puede admitirse como caballo diario el de 18 horas en la mayoría de los casos; pero en estas condiciones, a causa de la regulación, la potencia que en todo tiempo pueden suministrar los saltos es de 8.400 H. P.

Respecto a la capacidad del embalse del Puerto de La Vallota podemos indicar que cada metro cúbico de agua almacenado en él y para un rendimiento normal de las máquinas, produce el trabajo equivalente a 3,2 H. P. durante una hora; de modo que el depósito de La Vallota una vez lleno, con una cabida de 4.000.000 de metros cúbicos de agua, acumulará unos 14.000.000 de H. P. hora. La ventaja de los embalses en las épocas de estiaje es la de obrar como un acumulador que previene una sequía extraordinaria y al mismo tiempo la facilidad con que se prestan para que puedan ser utilizados en todo momento. Esta confianza en el régimen que se adapta a cualquier necesidad, avalora el salto de un modo seguro; además, un embalse complementa la marcha de varios saltos que no tendrían fácil construcción de otra manera, formando un conjunto ventajoso, pues se guardará su energía para las "puntas de consumo", quedando servidos los máximos diarios que suelen durar escasas horas.

La impermeabilidad del vaso se deduce *a priori* de la naturaleza y disposición de los estratos y se llega a la misma conclusión

de una manera *a posteriori*, al reconocer la existencia de la laguna en épocas glaciares pasadas. En el examen del embalse que se proyecta construir se han tenido también en cuenta las condiciones hidrográficas por lo que se refiere a la determinación del volumen de acarreo arrastrables, punto este importante por poder constituir un peligro el calmado del vaso; deduciéndose del estudio de estos acarreo que apenas tienen importancia por las condiciones del subsuelo, formado en su mayor parte de pizarras y por la pequeña pendiente que existe en la cuenca de recepción, resultando que los elementos que pudieran ser arrastrados no restarían capacidad al vaso. En el fondo los estratos están formados principalmente por pizarras, siendo las partes laterales gruesos bancos de caliza que arman y dan solidez al conjunto; el buzamiento va aumentando desde los bordes, que tienen 60° de inclinación como mínimo, hasta el centro, que llegan a ponerse casi verticales. El espesor de las calizas es de 400 metros y el macizo hullero de areniscas y pizarras es variable según el corte que se elija del sinclinal, pero en La Vallota pasa en algunos sitios de 1.600 metros, contando el conjunto del pliegue carbonífero. Se ve, pues, que la cuestión de la impermeabilidad del embalse de La Vallota quedaría a determinar si existieran grandes grietas en las proximidades del soplado, cosa que no ocurre en la zona de caliza; no observándose más cavidad que la del mismo sumidero; al mismo tiempo no existe despegue alguno entre las fajas de pizarra y la caliza, siendo la estratificación regular y la cohesión del conjunto perfecta a causa de la gran presión que las rocas sufrieron al doblarse para formar el pliegue sinclinal.

Por otra parte, la razón que hace desechar todo riesgo de fracaso es, como hemos dicho, la de haber existido en otra época un antiguo lago labrado por los glaciares en el mismo lugar que el que se proyecta construir actualmente, y por lo tanto no cabe esperar pérdida de agua a través de su conjunto; pues la pequeña parte de caliza descubierta estuvo también anegada, no debiendo existir permeabilidad alguna cuando se vuelva a regenerar el embalse primitivo. Por lo que se refiere a esta pequeña superficie donde se ha abierto el soplado en la caliza de montaña, pudiera existir duda sobre la impermeabilidad de esta zona, pero en general no se observan fugas ni agrietamientos en las diferentes partes, y donde se inician, su extensión no pasa de unos metros de longitud, lo que es fácil cerrarlas con los procedimientos de inyección de cemento a presión y acaso simplemente acumulando arcilla que allí abunda. De pasada se puede indicar que la existen-

cia de las calizas es un hecho favorable desde el punto de vista de asegurar, a la construcción de la presa que se proyecta, un excelente estribo, en lugar de apoyarla sobre los sedimentos de pizarra.

Por lo que se refiere a la seguridad de las personas y de las cosas con relación a la presa, en el caso de que ocurriera su derrumbamiento, podemos hacer constar que la destrucción de la obra en este caso no ofrecería peligro alguno, porque la altura del embalse no ha de pasar de 20 metros y cualquier defecto en la presa no tendría consecuencia trascendente, puesto que aquí la salida del líquido se haría de un modo lento porque las aguas se encuentran obligadas a pasar por un soplado, cuya sección en muchos sitios no excede de un metro cuadrado y el líquido a circular es bastante pequeño para que resultase peligroso, de modo que el caudal excedería en poco al que existe en las grandes avenidas. Al mismo tiempo la carga hidráulica que piensa darse ha de ser menor que la que tenía en épocas anteriores, pues por las señales que persisten, la altura sobre el soplado actual ha rebasado en más de 30 metros verticales. Por otra parte, las pequeñas grietas que pudieran aparecer son fácilmente accesibles por encontrarse el sumidero en la falda de la montaña, habiéndose el trabajo de obturación cómodamente; pues es muy distinto un embalse así formado que, el construido en el lecho de un río donde no es fácil llegar a las zonas permeables por imposibilitarlo la corriente fluvial, en cambio en nuestro caso todas sus partes se pueden poner en seco.

Cabrá ahora discutir si la mejor solución sería taponar con hormigón esta abertura de forma rectangular, de unos 12 metros de larga por 8 de ancha, que tiene en su entrada, o bien construir antes de llegar al mismo una presa de forma circular que tendría una longitud aproximada de 40 metros; esta presa podría estribar sobre la misma caliza, y somos de opinión que ofrecería una mayor garantía el aislamiento del soplado, porque de esta manera el agua no tendría contacto alguno con esta región caliza que es la única permeable; y por lo que respecta al juego de las válvulas y compuertas que habría que dejar en el cierre del soplado serían más difíciles de instalar y de manejar que los aliviaderos y compuertas que corrientemente se colocan en las presas.

De la estructura del soplado en el interior de la masa caliza indicaremos que la sección se va reduciendo a medida que se descende; los primeros 30 metros forman un pozo bastante vertical y la sección mayor, que es la de la entrada, va mermando hasta

quedar reducida a unos 3 metros cuadrados; luego continúa su recorrido en forma de galería en una longitud de 40 metros y, por último, aparece otro tramo vertical y la sección es inferior a 2 metros cuadrados.

Hemos supuesto para el sistema de explotación un suministro de energía prácticamente constante como corresponde a la industria de funcionamiento continuo y a las aplicaciones de la electricidad en las minas; pero ahora bien, disponiendo como en el caso presente de un depósito de 4.000.000 de metros cúbicos a 1.130 metros de altura del desagüe inferior, se presta el grupo de saltos que nos ocupa, a una acumulación de energía diaria y semanal, aparte de las reservas para el estiaje a que nos hemos referido, que aumenta el valor del conjunto. El modo de efectuar la acumulación es sencillo; basta elevar, en una instalación adecuada, el agua en las horas de energía sobrante del embalse de El Cheo al de La Vallota y utilizar el agua así embalsada en los tres saltos dispuestos en serie a las horas que sea más conveniente; se puede hacer frente de este modo a las puntos de cargas diarias y almacenar la energía sobrante a las horas de poco consumo.

Con relación al costo de los diferentes elementos que entran en esta clase de instalaciones, sólo diremos que las cifras más elevadas pertenecen a las tuberías forzadas, pero no son excesivas a causa de su pequeño diámetro, y esto es debido a que el embalse de La Vallota sólo dista de la central de Telledo 4 kilómetros, existiendo una diferencia de nivel de 1.130 metros verticales; y podemos indicar que el costo de caballo instalado es inferior al de la generalidad de los saltos que puedan construirse en condiciones económicas.

Vemos, pues, que este conjunto de saltos se origina en la divisoria de dos provincias, donde las aguas manan por encima de 900 metros de altitud; tienen su origen prácticamente en la divisoria castellana y se trata realmente de un salto de la meseta a Asturias, pues la mayor parte de sus fuentes y de los sumideros que alimentan su caudal proceden de tierras leonesas.

---

Presentamos este trabajo al II Congreso de la "Agrupación de Ingenieros de Minas del Noroeste de España", como un caso de geología aplicada a los aprovechamientos hidráulicos; al encontrar el hullero del Puerto de La Cubilla, hemos descubierto el embalse de La Vallota al sospechar que en el sinclinal alargado de

la caliza de La Tesa pudieran existir zonas apropiadas para ser convertidas en pantanos naturales que sirvieran de reguladores a los saltos de aguas del río Tuiza; así hemos visto primero la cuenca de El Cheo y más tarde la de la Vega del Pozo; hemos comprobado que la abundancia y constancia en los estiajes de los manantiales eran producidos por las calizas carboníferas y devonianas del Ayuntamiento de San Emiliano, en la provincia de León, que al no poder salir a su vertiente natural, por impedirlo las pizarras devonianas, acrecentaban el caudal de los arroyos asturianos; hemos observado que a causa del captado de los puertos leoneses se originan planicies donde las aguas perforan las calizas y desaparecen por sumideros para pasar más tarde a la cuenca del río Tuiza, y por la geología llegamos también a la conclusión de la impermeabilidad del vaso de La Vallota y a la seguridad de la regeneración de la laguna glacial que existía en otra época. Y en esta pequeña zona de los montes asturianos la geología nos ha llevado a resolver estas cuestiones de interés práctico, pero a su vez por hallarse en el borde de los elementos estefanienses y dinantienses, la tectónica le ha dado una notable significación para el estudio de la Cordillera Cantábrica, y se presenta, por lo tanto, también como un lugar de gran interés teórico y científico. Mucho se ha hablado en estos últimos 40 años del macizo de los Picos de Europa, pero hora es ya que ojos avizores dirijan sus miradas a la venerable mole de Peña Ubiña, porque en sus apretadas arrugas se encontrarán soluciones a los oscuros problemas geológicos del N. O. de España y de las cordilleras de la Península Ibérica con él relacionadas.

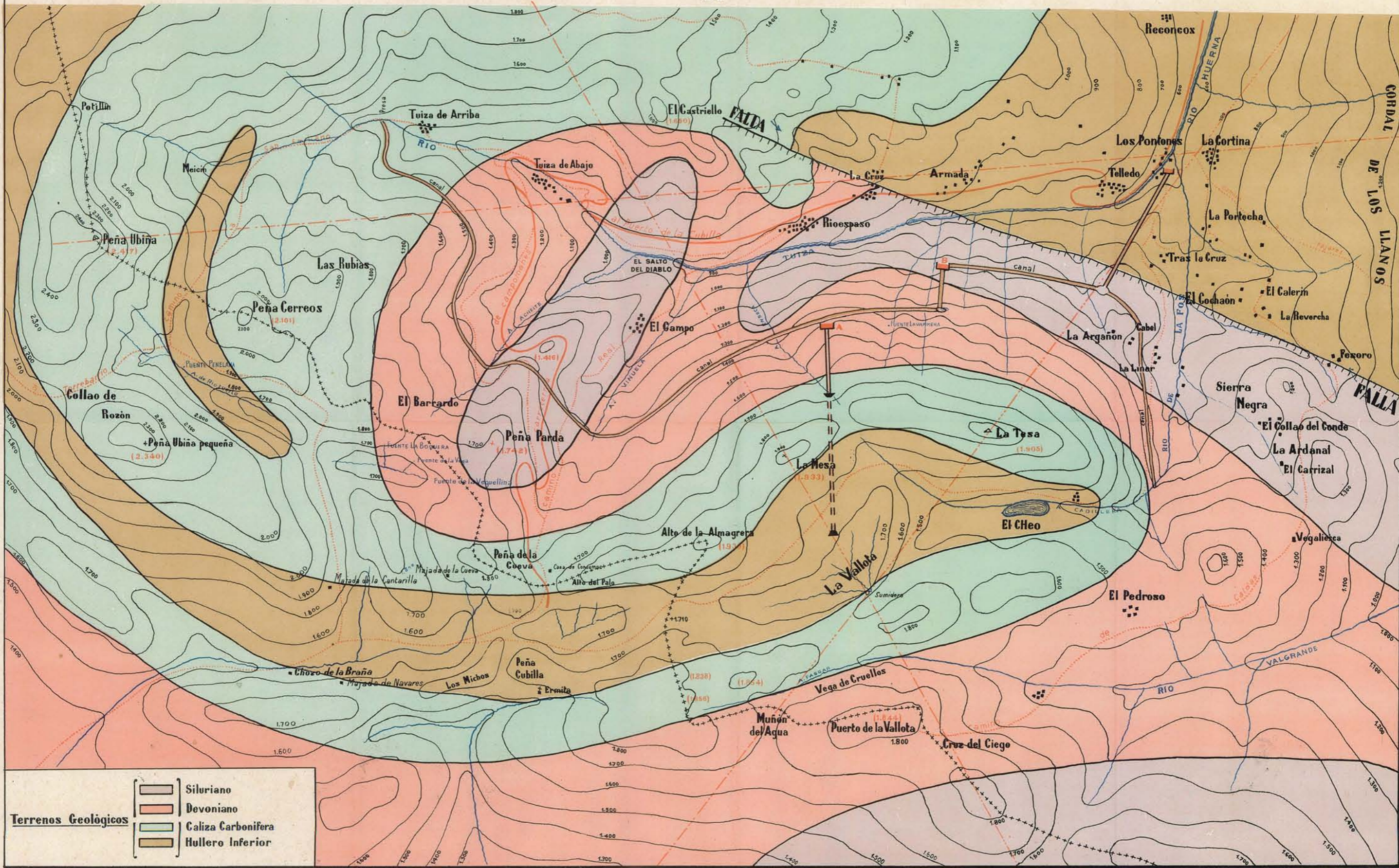
Oviedo, Noviembre de 1932.

---

# Mapa Geológico de la Cuenca del río Tuiza. Lena (Asturias) - 1932 -

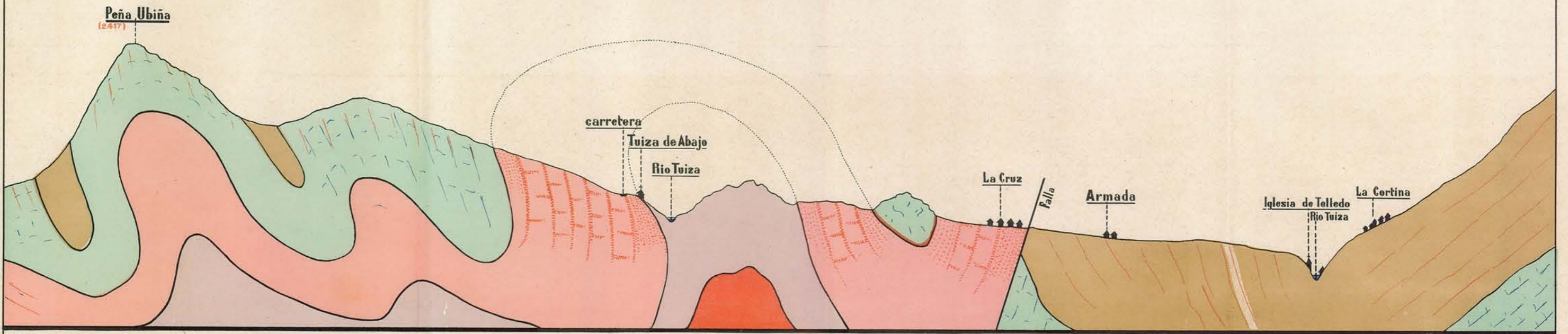


- Cortes Geológicos
- Divisoria de provincias
- Carreteras
- Canales y tubería hidráulicas
- Centrales eléctricas
- Ríos y caminos



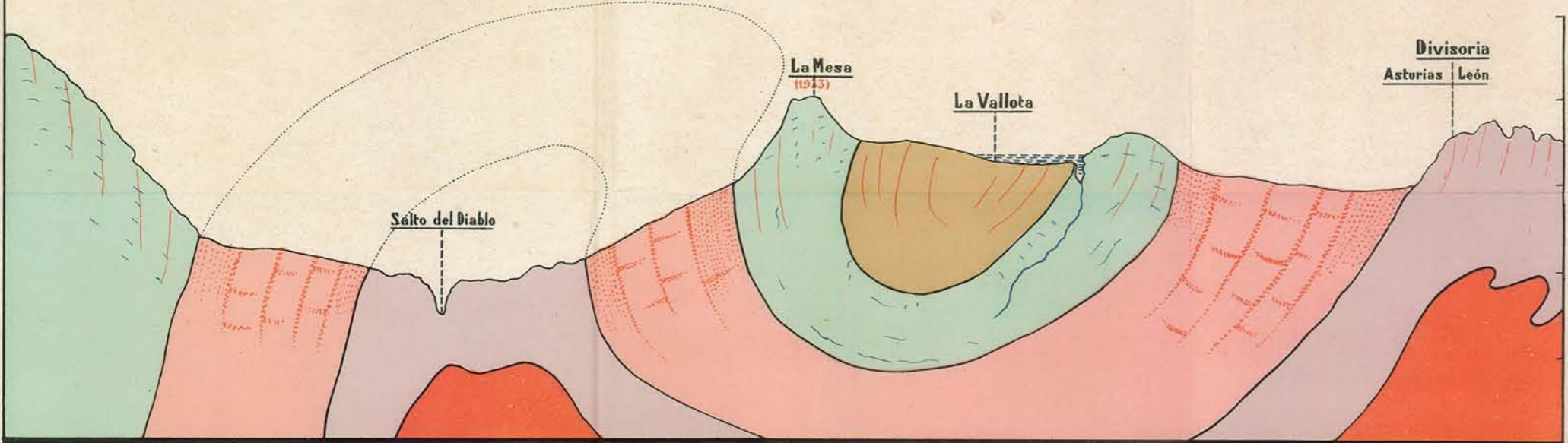
- Terrenos Geológicos**
- Siluriano
  - Devoniano
  - Caliza Carbonifera
  - Hullero Inferior

**Corte de Peña Ubiña a Telleo**



O. E.

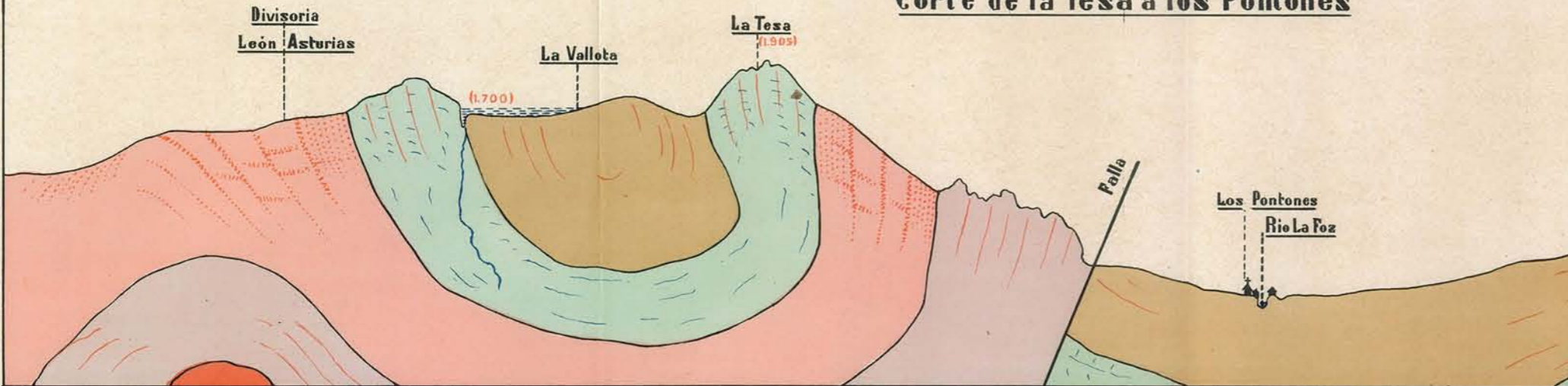
**Corte del Salto del Diablo a la Vallota**



**Cortes Geológicos de la Cuenca del rio Tuiza**

NO. SE.

**Corte de la Tesa a los Pontones**



- Terrenos Geológicos**
- Cambriano
  - Siluriano
  - Devoniano
  - Caliza Carbonifera
  - Hullero inferior

Escalas horizontal y vertical 1:25.000

SO. NE.





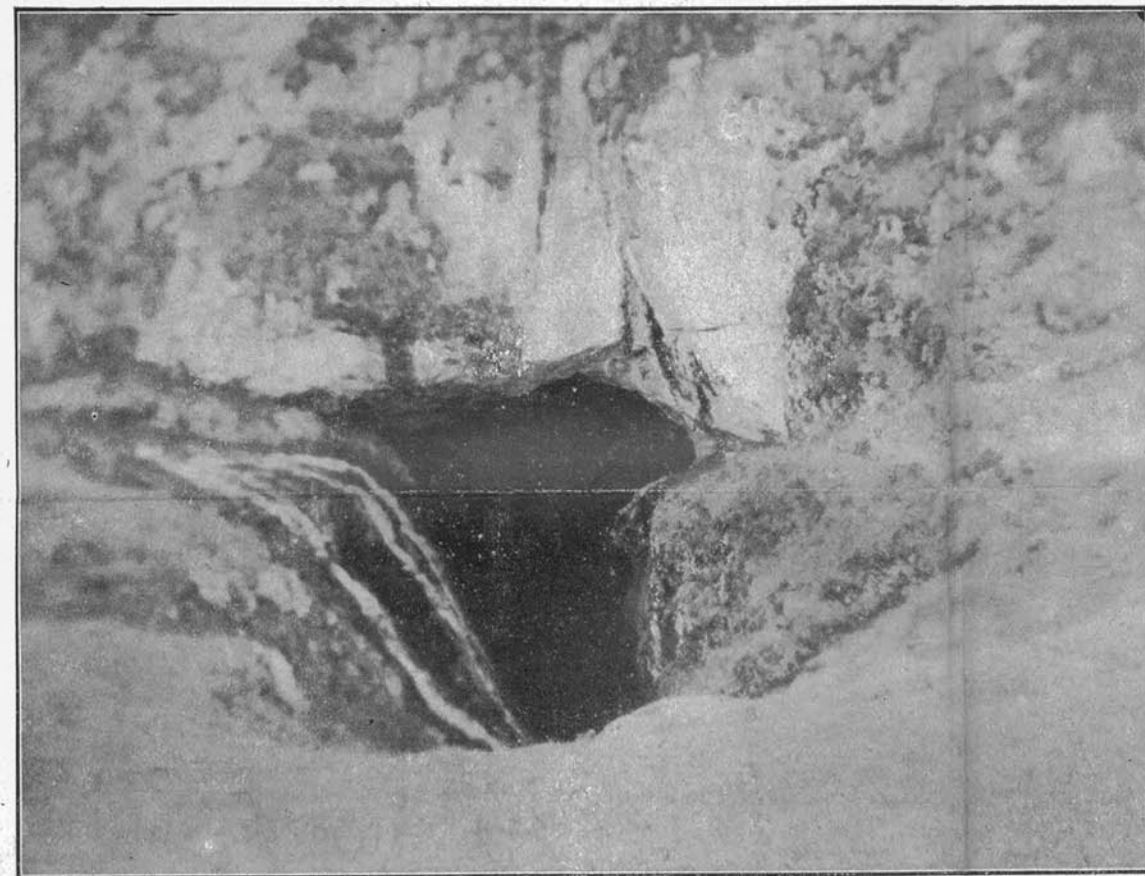
PEÑA UBIÑA



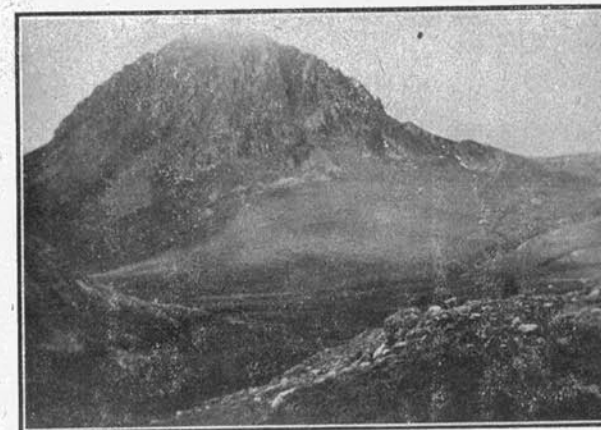
MORENA DE PEÑA UBIÑA



LLANURA DE RIOTUERTO



SOPLADO DE LA VALLOTA



Peña Ubiña Pequeña



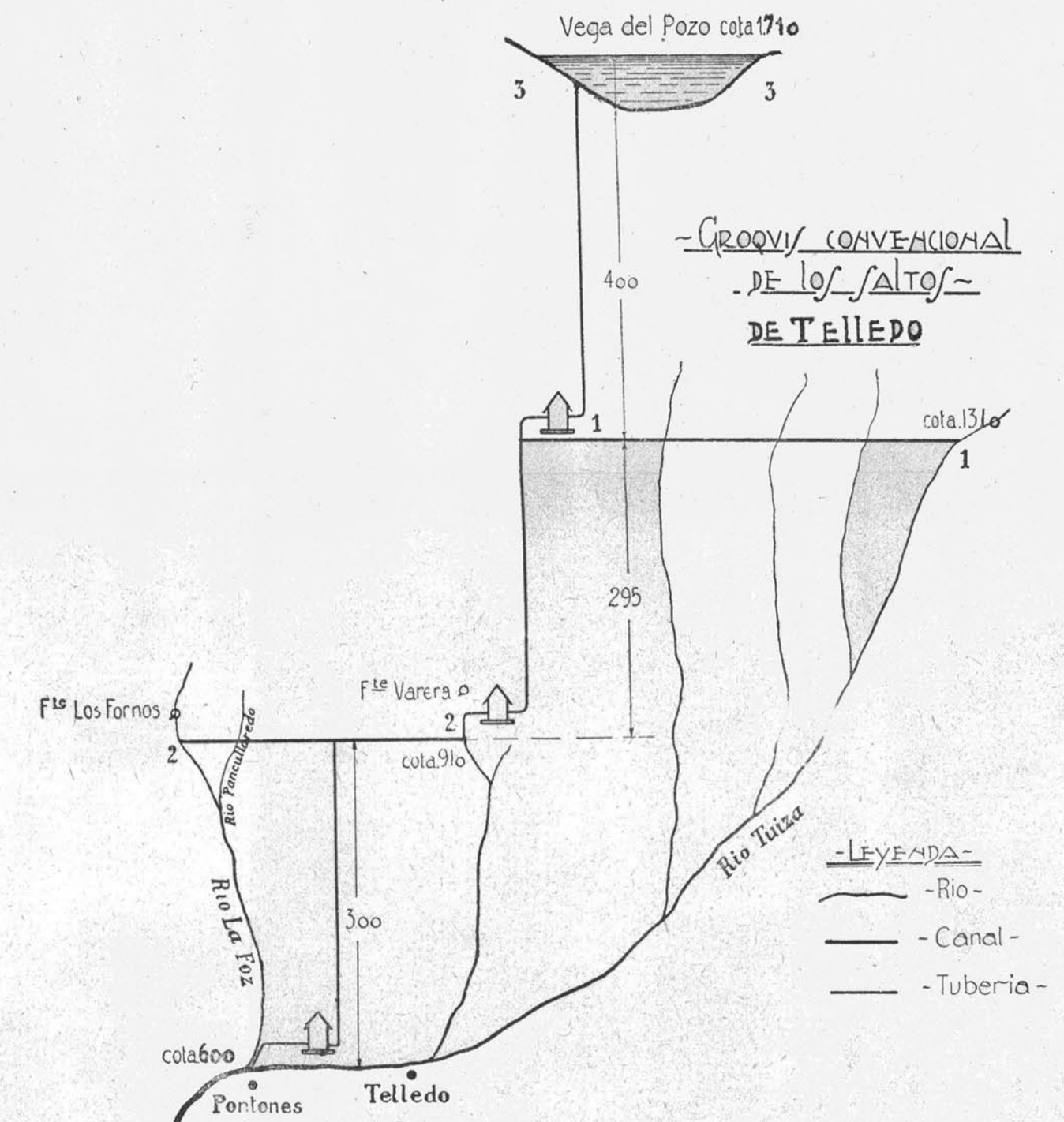
Vista hacia el N. de Riotuerto



Vista de frente del soplado de la Vallota



CUENCA DEL MEICIN DESDE PEÑA UBIÑA



CARACTERISTICAS

| CANAL                          | TUBERIA DE CARGA      | POTENCIA ESTIAJE (18 <sup>91</sup> ) | POTENCIA AGUAS MEDIAS (18 <sup>91</sup> ) |
|--------------------------------|-----------------------|--------------------------------------|-------------------------------------------|
| 1 { 10 km.<br>Sección 0,7x0,8  | { 840 m.<br>d° 0,55   | 2840                                 | 3130                                      |
| 2 { 5,5 km.<br>Sección 0,8x0,9 | { 1115 m.<br>d° 0,65  | 4000                                 | 5000                                      |
| 3 { 0                          | { 2.720 m.<br>d° 0,40 | 1700                                 | 0                                         |
|                                |                       | 8540                                 | 8130                                      |

IGNACIO PATAC

---

## ¿GIJON, CUENCA POTASICA?

---

### ESTUDIO DE UN SONDEO EN PINZALES (1)

Con motivo de los trabajos de investigación que desde hace varios años vienen efectuando en los terrenos secundarios del concejo de Gijón los entusiastas mineros señores Felgueroso Hermanos, al perforar en Pinzales el séptimo sondeo de la serie sistemática cuya dirección es aproximadamente de N. O. a S. E. o sea, perpendicular a la predominante en los plegamientos antiguos de esta región de la costa cantábrica, las capas atravesadas han ofrecido caracteres particulares que las diferencian totalmente de las correspondientes a las hiladas del lías y del keuper de los sondeos anteriores.

Como el objetivo principal de estos sondeos es el reconocimiento del terreno hullero infrayacente cortado a pequeña profundidad por los sondeos de Huercos y Leorio, situados no lejos de allí, un poco al E. de Pinzales, al llegar a los 400 metros de profundidad sin cortar dicho terreno hullero, los señores Felgueroso Hermanos decidieron suspender, temporalmente, los trabajos de Pinzales para efectuar los de preparación en la zona ya reconocida de Huercos.

Las hiladas atravesadas en el sondeo de Pinzales revisten, a juicio del autor, un especialísimo interés por presentar caracte-

---

(1) Este trabajo ha sido editado *in extenso* por su autor, quien ha dado del mismo una breve referencia verbal al Congreso. A continuación insertamos un resumen de dicho estudio.

res paleontológicos, petrográficos y estratigráficos desconocidos hasta el presente en el territorio de la Península Ibérica. Dichos caracteres paralelizan estas hiladas con las del Pérmico superior o zechstein de Alemania, que se hallan al techo de los famosos criaderos de sales potásicas de Stassfurt.

El estudio de este sondeo está dividido en tres partes: Paleontología, Petrografía y Estratigrafía.

En la primera se describe la flora encontrada en los testigos (*Pinites permiensis*, Renault, y *Antholithus permiensis*, Renault) con una breve discusión acerca de las afinidades que guardan entre sí estas especies. Sigue a esta discusión la descripción de la fauna constituida exclusivamente por *Schizodus* (*S. Felguerosi*, n. esp. *S. Pinzalensi*, n. esp.) y *Mytilus* (*M. subtilis*, n. esp. *M. Beaumonti*, de Vern.)

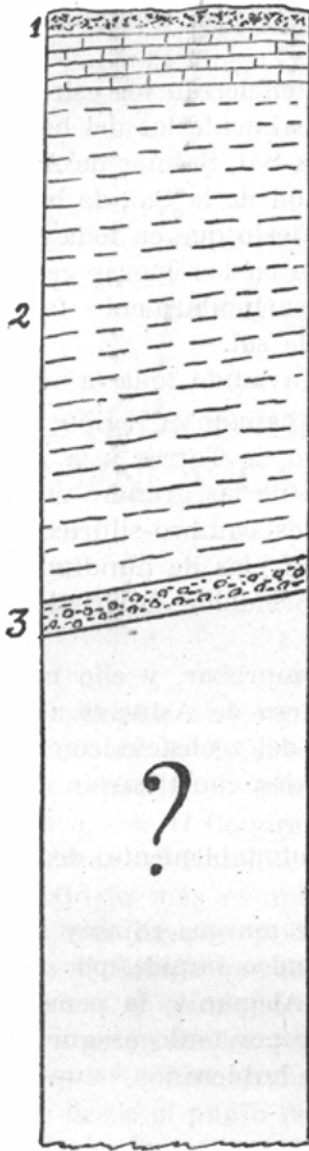
En la Petrografía se describe la naturaleza y composición de las rocas atravesadas, formadas principalmente de margas arcillosas abigarradas muy yesíferas, en las que predomina el color rojo oscuro, calizas dolomíticas, también yesíferas, pequeños bancos de arenisca y en la parte inferior del sondeo un banco de arcilla roja compacta con nódulos rosados de anhídrita, de estructura análoga al que se encuentra inmediatamente al techo de los criaderos potásicos del zechstein alemán. Diferentes secciones de este conglomerado singular se reproducen en fotografías iluminadas.

En la Estratigrafía se hace primeramente un estudio comparativo de los terrenos que constituyen el Pérmico superior en las distintas partes del mundo, para llegar a deducir las analogías que guardan con los terrenos de Pinzales. Luego se hace una descripción detallada de los criaderos potásicos de Stassfurt, para hacer resaltar aún más estas analogías y a dicha descripción sigue un estudio acerca de la formación de los criaderos salinos del zechstein en el que se examinan las condiciones climatológicas y de sedimentación en que deben haberse efectuado estos depósitos. Después se describen también con detalle los criaderos potásicos, de formación secundaria, de edad oligocénica, de Alsacia y de Cataluña, haciéndose un estudio químico-tectónico acerca de la génesis de estos yacimientos.

Las conclusiones de este trabajo se resumen del siguiente modo:

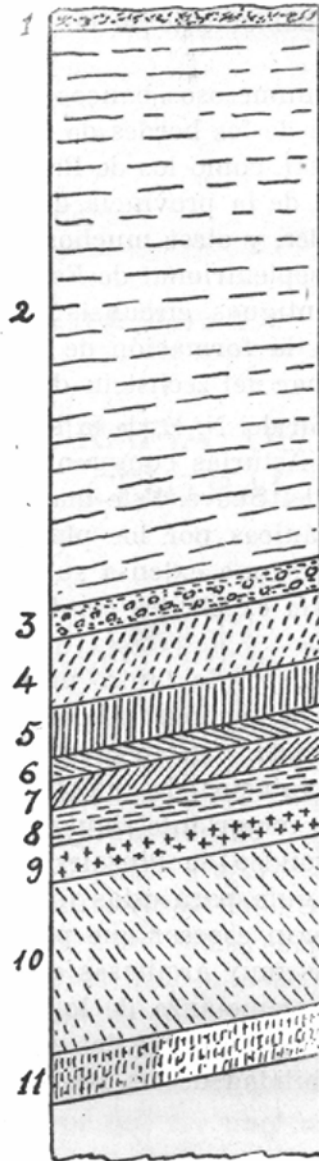
Los potentes bancos de sal de la gran cuenca oligocénica del N. E. de España pueden proceder por disolución y recristalización dentro de una depresión aislada, en combinación con las fuerzas orogénicas de la tectónica pirenaica, de otros yacimientos más an-

Corte estratigráfico del sondeo de Pinzales



- 1.—Aluviones.
- 2.—Dolomías y margas abigarradas yesíferas.
- 3.—Bancos de arcilla dura rojiza, con nódulos rosados de anhidrita.

Corte estratigráfico de los criaderos de Stassfurt



- 1.—Aluviones.
- 2.—Margas arcillosas abigarradas yesíferas.
- 3.—Bancos de arcilla roja compacta con nódulos de anhidrita (5 a 15 metros).
- 4.—Banco de sal gema (40 a 150 metros).
- 5.—Anhidrita principal (40 a 90 metros).
- 6.—Arcilla salina (4 a 10 metros).
- 7.—Capa de carnalita (25 a 40 metros).
- 8.—Banco de sal común con intercalaciones de Kieserita y de la zona carnalita-Kieserita (50 a 60 metros).
- 9.—Banco de sal común con lechos delgados de polyhalita: zona de la polyhalita (60 metros).
- 10.—Gran banco de sal común estratificada, con lechos delgados de anhidrita: zona de los anillos anuales de anhidrita (330 metros).
- 11.—Bancos potentes de anhidrita.

tiguos, o sea, de los bancos salinos del Pérmico superior, hundidos probablemente en las profundidades de la fosa tectónica del Ebro.

Los numerosos bancos de sal gema que encierran los estratos triásicos de los bordes de la cuenca, principalmente los del borde occidental, como los de Bribiesca, poza de la Sal, Salinas de Añana, etc., de la provincia de Burgos y Cabezón de la Sal, de la de Santander, y otros muchos, ponen de manifiesto que en toda esta región septentrional de España concurrieron en las épocas geológicas antiguas circunstancias climáticas particularmente favorables a la formación de los yacimientos de sal.

El mar del zechstein debe, pues, haber invadido toda la vasta depresión del N. E. de la Península y haber bañado la región costera de Asturias comprendida entre el Cabo de Torres y la cordillera del Suevo. Este mar interior, aislado de las grandes cuencas oceánicas por los plegamientos antiguos cambro-silúricos y cubriendo una extensa superficie plegada en vías de hundimiento, reunía excelentes condiciones para la formación de criaderos salinos.

Sería, por lo tanto, muy interesante comprobar, y ello nada tendría de sorprendente, si en la zona costera de Asturias antes mencionada, existen efectivamente cubetas del zechstein con sus bancos intactos de sales potásicas, los cuales constituirían una nueva e importante riqueza para Asturias.

El sondeo de Pinzales podría servir, indudablemente, de excelente guía para estas investigaciones.

El gran espesor que presenta la serie de margas rojas y abigarradas muy arcillosas que atravesó el sondeo impide, por otra parte, a semejanza de lo que acontece en Alemania, la penetración de las aguas en las zonas profundas, y por tanto asegura la intangibilidad de los bancos salinos, si los hubiere.

---

RICARDO MADARIAGA ROJO

---

## ESTUDIOS DE ESTRATIGRAFIA DE LA CUENCA CARBONIFERA CENTRAL DE ASTURIAS

---

### INTRODUCCION

Dedicados al estudio de la estratigrafía de la cuenca carbonífera central de Asturias, es indudablemente el lugar más adecuado para exponer el estado de nuestros estudios sobre la referida cuenca, este II Congreso que celebra la Agrupación de Ingenieros de Minas del Noroeste de España. Nuestro deseo era presentar un trabajo lo más completo posible, con numerosos datos respecto a la estratigrafía práctica de la cuenca. Pero todos sabéis que, dado el tiempo que llevamos entregados de lleno a estas investigaciones, y siendo, como veremos después, el conocimiento de la distribución de las especies fósiles una necesidad previa para cualquier consecuencia que se deduzca, el avance de nuestro trabajo desde el punto de vista práctico tiene que ser muy modesto. Como veremos después al hablar del método de investigación seguido, muchas de las operaciones que hay que realizar son extraordinariamente lentas, de rendimiento escaso, por lo que la obra a la vista es desproporcionadamente pequeña con relación a la obra oculta.

Sin embargo, a pesar de todas estas causas que contribuyen al retraso en la obtención de resultados prácticos para la industria, hemos aprovechado todas las ocasiones en el curso de nuestro trabajo para deducir todas aquellas consecuencias que pudieran tener alguna utilidad.

El trabajo que presentamos dará a conocer algunas observaciones que creemos de interés. Anteponeamos a éstas algunas notas sobre la naturaleza e importancia del problema estratigráfico y los métodos empleados para su resolución.

No queremos desperdiciar la excelente ocasión que se nos presenta de expresar públicamente nuestro más profundo agradecimiento a la Cámara Minera de Asturias, integrada en gran parte por compañeros nuestros, por su colaboración moral y económica en estos trabajos. No siendo éstos en general de un resultado práctico inmediato, dicha colaboración es muy digna de alabanza, y pone de relieve la concepción moderna que los miembros de la citada Cámara poseen de la técnica actual, que no desdeña, antes favorece, las investigaciones que a primera vista parecen de pura especulación científica. Ellos saben muy bien que, a la larga, aquéllas plasmarán en resultados prácticos de interés para la industria. Es la táctica seguida en todos los países adelantados, y España no podía ser una excepción.

## I

### NATURALEZA E IMPORTANCIA DEL PROBLEMA DE LA SINCRONIZACION DE LOS ESTRATOS HULLEROS

Puede decirse que al problema de la sincronización de estratos convergen casi todos los problemas de orden geológico que se presentan en la explotación de las minas de hulla. Si las cuencas carboníferas no hubieran sufrido alteración en la posición primitiva que adquirieron al formarse, aquéllas estarían constituidas por una sucesión de estratos sensiblemente horizontales de diversas rocas, areniscas, pizarras, carbón, etc. Los problemas geológicos que se presentarían en la explotación de una semejante cuenca serían mínimos, ya que un sondeo practicado desde la cúspide a la base daría a conocer de una vez para siempre su constitución y dada la continuidad de las capas, la explotación de éstas se haría de una manera continua hasta su agotamiento. Nada necesitaríamos saber respecto a los detalles de su estratigrafía. Pero los movimientos orogénicos, seguidos de largos períodos de erosión, han tomado a su cargo oponer dificultades al hombre en la explotación de la riqueza hullera. Como primer efecto de las presiones orogénicas se nos presentan los pliegues. Sus ramas anticlinales fueron poco a poco destruidas por el trabajo

de la erosión, dando por resultado muchas veces a la disgregación de una cuenca en varios sinclinales. En líneas generales es ésta la constitución de la cuenca central de Asturias. Por la parte occidental de ésta, los ejes de los pliegues estuvieron más levantados y la erosión dió lugar a la desaparición del carbonífero productivo, dejando al desnudo su basamenta, constituida por la caliza de montaña. Son dos buenos ejemplos de este fenómeno las cuencas de Quirós y Teverga. Cuando la intensidad de las presiones excediera del límite de elasticidad de las rocas, los pliegues se fracturarían y resbalando unas partes sobre otras darían lugar a fallas y cobijaduras. Ya con lo dicho se puede imaginar la transformación sufrida por una cuenca sometida a estos trastornos. Si pensamos que la cuenca asturiana ha sido víctima de dos movimientos orogénicos por lo menos, el herciniano y el alpino, comprenderemos que las alteraciones experimentadas por ella desde su depósito han tenido que ser muy profundas.

Desde el punto de vista de la explotación de las minas, el perjuicio mayor ocasionado por los fenómenos orogénicos y erosivos ha sido el haber provocado soluciones de continuidad en los estratos carboníferos, entre los que se cuentan sobre todo las capas de carbón. De esta falta de continuidad proviene nuestra ignorancia sobre las relaciones de unas capas con otras, como lo demuestra la diversidad de nombres que adopta una misma capa en diferentes regiones de la cuenca. Pero la explotación racional de los yacimientos de carbón exige un conocimiento perfecto de la zona del carbonífero que se explota y, por lo tanto, de las relaciones naturales de las capas. Y aquí nace el problema de la sincronización de los estratos, que puede definirse como la reconstrucción de las relaciones primitivas de los estratos de una cuenca, alteradas por los fenómenos orogénicos y erosivos. Etimológicamente, la palabra sincronización indica relación de estratos de la misma edad, y, efectivamente, de la misma edad serán los estratos cuya relación primitiva se trata de buscar, puesto que son en realidad los mismos.

Sincronizar presupone, pues, comparar. Y esto es lo que en definitiva hay que hacer: comparar unas partes con otras de la cuenca para deducir, por los procedimientos que después se dirán, las relaciones primitivas de los estratos.

De la importancia que tiene el conocimiento geológico de una cuenca para la explotación de minas puede darse perfecta cuenta cualquiera que a ésta se dedique. Ya es sabido en cuántas zonas se va a ciegas. Al atravesar una falla de relativa importancia,



¡cuántas veces se ha dudado para dar nombre a la primera capa cortada! No digamos nada de las zonas poco conocidas en donde la dirección de la mina no sabe qué camino tomar. En los sondeos practicados a través de terrenos de recubrimiento para buscar la prolongación subterránea del Carbonífero, de nada sirve el examen de los testigos, si no se tiene un conocimiento perfecto de la cuenca cuya prolongación se busca, ya que se carece de escala de comparación. En resumidas cuentas, casi todos los problemas geológicos que se presentan en la práctica de la minería del carbón, se resuelven poseyendo un conocimiento preciso de la cuenca y éste se consigue procediendo a la sincronización de sus estratos.

Desde el punto de vista económico, fácil es comprender a qué pérdidas puede conducir la desorientación en los trabajos de prospección, en que los tanteos infructuosos pueden dar al traste con la empresa más poderosa. Por todas estas razones, es necesario que todos colaboremos, cada cual con su esfuerzo, en perfeccionar los métodos de investigación para lograr el conocimiento necesario de la cuenca carbonífera central de Asturias.

## II

### MÉTODOS EMPLEADOS EN LA SINCRONIZACIÓN DE LOS DEPOSITOS HULLEROS

---

#### *Importancia del conocimiento de la distribución de las especies fósiles*

Los métodos empleados en la sincronización de los depósitos hulleros son, como puede suponerse, exactamente los mismos que los que se aplican en general en Geología para todos los terrenos sedimentarios. Son el método litológico y el paleontológico. Vamos ahora a hacer una ligera crítica de ambos, ciñéndonos al caso particular de su aplicación al terreno carbonífero.

Ya hemos dicho anteriormente que la sincronización se llevaba a efecto por la comparación de los perfiles estratigráficos de las diferentes partes de una cuenca. Para la cuenca central asturiana la parte que primero se conoció estratigráficamente fué la de Sama de Langreo. De aquí que los nombres adoptados en toda la cuenca, tanto de las capas como de los paquetes que forman, siempre que pudieran relacionarse con los de Langreo,

fueran los de esta zona. Constituyó por lo tanto ésta, ya desde muy antiguo, el término de comparación para toda la cuenca asturiana.

Fundándose en los caracteres de las rocas se establecieron un cierto número de tramos que todos conocemos. Estos tramos contienen a su vez paquetes de capas. Todas estas divisiones tienen entre sí límites definidos por rocas características. Establecido con estos datos el perfil normal de la cuenca, la sincronización del resto de los estratos de aquélla se verifica comparando éstos con aquel perfil.

Considerando grandes zonas de la serie carbonífera, es indudable que este método ha de ser eficaz para deducir a qué tramo de la referida serie corresponde la zona investigada. Es natural que en extensiones verticales del Carbonífero de relativa amplitud, encontremos alguna o algunas de las rocas características que nos den la clave de la zona de que se trata. La pudinga, las areniscas fuertes, las calizas tanto normales como gonfolíticas, son en efecto rocas que no admiten confusión, y son éstas precisamente las que se han utilizado para la caracterización de las divisiones del Carbonífero asturiano.

Pero no todas las zonas objeto de investigación tienen la amplitud vertical supuesta. Existen, en efecto, otras, que no contienen en su seno ninguna de las rocas características citadas más arriba, y en este caso, el más general por cierto, el método litológico pierde su eficacia. No será un método perfecto, puesto que no nos permite sincronizar una zona comprendida entre dos rocas características.

Veamos ahora en qué consiste el método paleontológico. Sabemos que las especies vegetales y animales han evolucionado desde su aparición en las primeras edades geológicas hasta nuestros días. Como consecuencia de esta evolución, muchas de ellas, aquéllas con partes resistentes a la destrucción, han dejado su huella en el transcurso de los tiempos geológicos, y constituyen hoy un precioso documento para la determinación de la edad relativa de los terrenos sedimentarios. En efecto, habiéndose verificado la evolución desde los seres más simples hasta los más complicados y de una manera lenta y progresiva, cada edad geológica, así como cada una de sus divisiones de diversos órdenes, estarán caracterizadas por restos de organismos, tanto más diferentes, cuanto más apartadas sean las épocas consideradas. El Carbonífero, que no es más que una sección dentro de la serie geológica de los terrenos, estará caracterizado por ciertas formas or-

gánicas, lo mismo que cada una de sus divisiones, sean del orden que sean.

La aplicación del método paleontológico a la sincronización de los estratos hulleros adopta dos modalidades, para cuya exposición vamos a seguir las ideas del insigne geólogo A. Renier, Ingeniero de Minas y catedrático de la Universidad de Lieja. En su obra, titulada "Les Méthodes Paléontologiques pour l'étude stratigraphique du terrain houiller", publicada ya en 1908, emplea un símil tan acertado para explicar los dos métodos paleontológicos, que no dudamos en divulgarlo, porque es la exposición más clara que hasta ahora hemos visto de ellos.

Compara el citado autor la serie carbonífera con el espectro solar visible. Así como en éste los colores se suceden de una manera insensible del rojo al violeta, en la serie carbonífera se suceden las floras y faunas en su conjunto de una manera continua. Una vista bien ejercitada distinguiría perfectamente por su tinte especial a qué parte del espectro correspondería una parte de él, presentada a su observación separadamente del resto. De la misma manera, un geólogo conocedor de la distribución en el carbonífero de las especies fósiles, distinguiría la zona a que correspondería una sección de aquél por el modo de presentarse en su conjunto la flora y la fauna, que vendría a ser el "tinte" de éstas. Y éste es el fundamento del primer método paleontológico.

Pero el espectro solar presenta también una serie de rayas negras, fijas, que caracterizan por lo tanto ciertas zonas. Del mismo modo, en la serie carbonífera se advierten en muchos niveles bancos fosilíferos, que nos sirven de orientación respecto al nivel estratigráfico a que nos encontramos. Con esto solamente habremos presentado la base del segundo método paleontológico.

La aplicación combinada de estos dos métodos es la que nos conduce a la resolución del problema de la sincronización.

Comparando estos métodos paleontológicos con el litológico, vemos que presentan ventajas sobre éste. En primer lugar, son pocos los estratos carboníferos que no conserven huellas orgánicas, por lo que aún las más pequeñas secciones de la serie hullera tendrán su sello especial paleontológico, en contra de lo que sucede, en general, con los caracteres litológicos de aquélla, cuya monotonía, salvadas las excepciones que representan las rocas citadas más arriba, es de todos conocida. Además, se ha comprobado que los caracteres paleontológicos son más constantes que los litológicos respecto a su distribución horizontal, lo que tiene mucha importancia en la comparación de partes de la cuenca algo

distanciadas. Compárese, como ejemplo, la continuidad de algunos horizontes marinos por toda la cuenca con la transformación que sufren las pudingas en arenisca en algunas partes de aquélla.

No vamos a llevar nuestra admiración por los métodos paleontológicos al extremo de reducir a cero el valor del método litológico. Este presta grandes servicios en las divisiones de conjunto, pero para el estudio de la estratigrafía de detalle, producen los primeros mucho mayor rendimiento. En lo que respecta a la cuenca central asturiana, creemos que el mejor plan para su estudio es aprovechar sus divisiones, hechas desde el punto de vista litológico, y continuar la estratigrafía de detalle fundándose en los datos paleontológicos. De esta manera se puede llegar a un conocimiento de la cuenca lo suficientemente preciso para las necesidades geológicas de la explotación de las minas.

Como se deduce de lo dicho al exponer los métodos paleontológicos, es indispensable para su aplicación el conocimiento previo de la distribución vertical y horizontal de las especies fósiles. Sin conocer la primera, no tendríamos una serie tipo con qué comparar las zonas nuevas investigadas paleontológicamente. No conociendo suficientemente la segunda, nos expondríamos a tomar como normal un perfil determinado de una parte de la cuenca, sin tener en cuenta las variaciones laterales de facies, que traerían como consecuencia que estratos sincrónicos contuvieran organismos diferentes.

Por la importancia tan extraordinaria que tiene el conocimiento de la distribución, tanto vertical como horizontal, de los fósiles para sincronizar los estratos hulleros, es por lo que todavía no nos encontramos con fuerzas de emitir informe sobre los trabajos realizados en busca del terreno carbonífero por los señores Felgueroso. Consideramos muy escasos nuestros conocimientos actuales sobre la cuenca central, que es la que consideramos como tipo, y por lo tanto, no creemos que nuestro juicio sobre aquellos interesantes trabajos fuera muy claro. Preferimos por ahora estudiar pacientemente la anatomía normal, antes de pasar al estudio de la anatomía patológica.

### III

#### METODO DE INVESTIGACION

Después de exponer la naturaleza e importancia del problema estratigráfico de la sincronización de los depósitos hulleros y de los métodos empleados para resolverlo, daremos a conocer el plan de trabajo que seguimos para hacer aplicación de aquéllos a la cuenca carbonífera central de Asturias.

Se deduce de lo dicho al hablar de los métodos paleontológicos que la labor previa a realizar es la formación del perfil normal de la cuenca con indicación de la distribución de las especies vegetales y animales.

Constituye, por lo tanto, la primera faena de estos estudios, la recogida de material paleontológico. La cantera mejor la constituyen los socavones de las minas. En el exterior, raras veces se puede encontrar en buenas condiciones por la descomposición sufrida por las rocas a la intemperie. A esto hay que añadir, además, las dificultades que se presentan en la superficie cuando se trata de buscar material de un punto determinado motivadas por terrenos arrastrados y la exuberante vegetación de Asturias. No es que en el interior la recogida del material esté libre de inconvenientes, pero éstos son de otro orden: escasa luz, paredes de los socavones tapadas bien por la entibación o por el salpicado producido por la circulación y otros de menor importancia. Todas estas dificultades pueden ser vencidas y permiten recoger el material en los puntos más convenientes. Añadiremos como otra ventaja nada despreciable de la recogida de material en el interior, la posibilidad de poderse dedicar a ella en cualquier época del año, independientemente del estado del tiempo, que tiene tanta importancia cuando se trata de trabajar en el exterior. Como puede suponerse, es de importancia capital, si se quiere estudiar con exactitud la distribución de las especies fósiles, que en todo momento pueda saberse con extrema exactitud la procedencia del material recogido. Sin este conocimiento, los mejores ejemplares de fósiles carecen en absoluto de valor desde el punto de vista estratigráfico. Por esta causa es por lo que, en general, se puede sacar poco rendimiento a muchos de los ejemplares, algunos de ellos magníficos, que se conservan en las oficinas de muchas minas. Para evitar esto, en lo posible, nosotros empezamos por recoger el material personalmente o en nuestra presencia, después de lo cual lo metemos en sacos, diferentes para cada yacimiento,

y provistos de su correspondiente etiqueta, donde constan los siguientes datos: techo o muro de tal capa, de tal piso, de tal mina. Estos sacos, bien cerrados, no se desocupan hasta su llegada al laboratorio, donde tenemos dispuesto un armario con cajones, en cada uno de los cuales guardamos el material de cada yacimiento con su etiqueta correspondiente. Otra etiqueta, colocada en el frente del cajón y exactamente igual a la depositada dentro, permite desde fuera encontrar el material que se busca.

La segunda operación consiste en la preparación del material recogido, o sea en poner éste en condiciones de poder ser estudiado. Esta labor es lenta, penosa y de poco rendimiento. Es trabajoso en efecto el destacar los fósiles de la roca matriz procurando deteriorarlos lo menos posible. El tiempo empleado tiene que ser por lo tanto grande para que la velocidad del trabajo sea pequeña y los resultados obtenidos pasables. Generalmente es necesario proceder también a hacer reparaciones, pegando los fragmentos rotos de los ejemplares. Para todas estas manipulaciones nos servimos de martillo, cinceles y agujas de preparar. Primeramente se examina el material macroscópicamente, destacando los ejemplares que se observen. Después se fragmenta la muestra y se procede a destacar los ejemplares que aparezcan en las nuevas superficies de fractura. Se vuelve a romper la muestra y así sucesivamente, hasta que por el tamaño de la muestra se comprende que no quedan en ella más fósiles. Los últimos trozos obtenidos son examinados después para buscar pequeños fósiles con una lupa binocular. Si existen éstos, como generalmente sucede, se procede a su aislamiento bajo la lupa. Ya se comprende que en este caso será necesario fragmentar nuevamente el material hasta reducirlo al estado de pequeños granos. Basta esta ligera reseña del modo operatorio para darse cuenta del tiempo que empleamos en estas manipulaciones, para las cuales quizá sea la paciencia la herramienta más eficaz. Los ejemplares ya preparados, los guardamos en cajas, diferentes para cada yacimiento, y cuyas etiquetas nos indican su procedencia.

Se acomete después el estudio paleontológico del material recogido y preparado. Esta tarea es también lenta y complicada. Ya es sabido cómo se lleva a cabo. La clasificación de las especies se hace por comparación con las ya descritas en las obras que tratan de las floras y faunas carboníferas. Pero teniendo en cuenta que la literatura sobre esta materia es abundantísima y va en aumento constantemente, es fácil darse cuenta del volumen del material bibliográfico que hay que consultar. Por esto, este

estudio debe hacerse en los centros que disponen de ricas bibliotecas técnicas. De esta categoría son las del Instituto Geológico y Minero de España, Museo Nacional de Ciencias Naturales y Academia de Ciencias. Hay que añadir que, siendo la clasificación de los fósiles una labor en que influye mucho la apreciación personal del que la realiza, es necesario llevar a cabo muchas comprobaciones e incluso consultas a especialistas en la materia, nacionales y extranjeros.

Con el material paleontológico clasificado ya se pueden formar los cuadros de distribución de las especies fósiles. Y entonces ya se puede proceder a la sincronización de las zonas carboníferas que se deseen. Como ya dijimos, aquélla se hace por comparación. De modo que el camino que hay que seguir será estudiar la flora y la fauna de las zonas en cuestión y buscar en los cuadros de distribución de las especies fósiles ya formados la zona de igual flora y fauna, que será la zona sincrónica de la investigada.

#### IV

### UTILIZACION PUBLICA DE LOS RESULTADOS PRACTICOS OBTENIDOS

#### *El Museo Hullero Asturiano*

A pesar de que la cuenca central asturiana necesita de un estudio profundo de su estratigrafía de detalle, son muchos datos ya los que se poseen sobre su estructura. Pero todos estos datos están dispersos principalmente en las oficinas de topografía de las minas. No hay más que recorrer éstas, como tenemos ahora nosotros ocasión de hacer, para cerciorarse del sinnúmero de **observaciones** interesantísimas de que dichas oficinas son depositarias, **principalmente**, claro es, referentes a sus respectivas zonas de intervención. **En las visitas** que hacemos a las minas, los Ingenieros nos informan de las **observaciones** hechas por ellos al enfrentarse con problemas de **orden geológico**. No hay que hacer resaltar el interés de estos informes, pues **todos ellos** suponen concienzudos trabajos de estratigrafía, que **contribuyen** al conocimiento de las diferentes partes de la cuenca.

Pero recorriendo sucesivamente varias minas, hemos **podido** observar el poco conocimiento que, en general, se posee en unas minas respecto a otras, desde el punto de vista estratigráfico.

Cuando se necesitan datos geológicos en una mina respecto a otras, constituye un problema complicado el hacerse con ellos. Por esto es por lo que hemos pensado, en beneficio de todas las Empresas por igual, en un procedimiento por el que todos los datos prácticos que se poseen sobre la cuenca asturiana, puedan ser utilizados públicamente por todos los interesados.

Esto puede conseguirse fácilmente con la formación de un museo hullero. En éste estarían centralizados todos los conocimientos sobre la cuenca asturiana. A él acudirían en consulta todas las Empresas explotadoras necesitadas de datos. Al mismo tiempo todas ellas aportarían los suyos, por medio de sus representantes técnicos, encargados de tener al día en el Museo todos los conocimientos sobre la cuenca. Esto sería, en líneas generales, el Museo Hullero Asturiano.

Presentada esta idea de la creación de un Museo Hullero Asturiano a varios compañeros, todos se mostraron conformes y nos animaron a la realización del proyecto. En vista de esto expusimos el caso al director de la Escuela de Capataces de Mieres, don Juan Sitges, y al Secretario, don Rafael Belloso, los cuales se adhirieron inmediatamente al proyecto y empezaron las gestiones para la habilitación de un local en la Escuela de Capataces. Podemos, pues, decir, que tendremos un Museo, formado y utilizado por todos los que nos dedicamos a la minería de la hulla.

¿No rendiremos un merecido homenaje al insigne Adaro, colocándolo en el centro del salón del Museo su maravilloso plano estatigráfico construido en relieve? Daremos así a entender que, a su alrededor y fundándonos en él, como maestro de todos los que nos dedicamos a estos estudios, seguimos laborando en la gran obra por él iniciada.

## V

### ESTADO ACTUAL DE LOS TRABAJOS

#### *Resultados obtenidos*

Llegamos ahora a la parte capital de este trabajo. Vamos a someter a la consideración de esta Asamblea el estado actual de los trabajos realizados, pasando después a la exposición de algunos resultados obtenidos, algunos de los cuales, como se verá, tienen extraordinaria importancia.



Como dijimos anteriormente, es de absoluta necesidad para acometer estudios de sincronización, el conocimiento previo del perfil normal o escala estratigráfica de la cuenca. No hay que decir, por lo tanto, que todos nuestros actos se han encaminado al logro de aquel conocimiento. Mas como éste se adquiere, bajo el punto de vista paleontológico, estudiando la distribución vertical y horizontal de las especies fósiles, esta distribución es precisamente la que constituye actualmente el eje de nuestras actividades.

Dedicamos ahora principalmente nuestra atención a la distribución de la fauna. No es esta actitud de devalorización de la flora con relación a la fauna. Es simplemente consecuencia del interés que tenemos en encontrar cuanto antes resultados de interés práctico inmediato, y para esto nada como la fauna que, por su modo especial de hallarse distribuida a través de toda la serie carbonífera, se presta magníficamente para la aplicación del segundo método paleontológico (rayas del espectro de Renier), citado más arriba. En efecto, ya dijimos que así como la flora se encontraba distribuida prácticamente en todas y cada una de las bancadas carboníferas, la fauna más bien tendía a concentraciones en ciertos bancos, yacimientos que deben interpretarse como invasiones temporales del mar sobre las tierras bajas pantanosas que fueron el substrato de la flora hullera. Bien se comprende que estos horizontes marinos pueden marcar en toda la serie carbonífera apreciables jalones que nos pueden servir para comparar entre sí diferentes partes de la cuenca y proceder en su caso a la sincronización de las diferentes zonas. Y en esto consiste el resultado práctico inmediato a que antes aludíamos. Pero no por estar orientados en este sentido descuidamos la distribución de la flora. Lo que hacemos es recoger los datos que respecto a ella obtenemos indirectamente por el estudio de la fauna. De esta manera, aunque más lentamente, haremos simultáneamente el cuadro de la distribución de la flora, que poco a poco irá perfeccionándose para llegar a poder colaborar con el cuadro de la distribución de la fauna en la sincronización de los estratos. Y llegado el momento en que ambos cuadros tengan la suficiente precisión, se podrán aplicar en toda su amplitud los dos métodos paleontológicos descritos anteriormente para la sincronización de los depósitos hulleros.

Volviendo a la distribución de la fauna, que, como dejamos dicho, constituye la materia preferente de nuestros estudios actuales, vamos a exponer el estado en que éstos se encuentran.

A fin de poder analizar toda la serie carbonífera de la manera más continua posible, y además en zonas que por su extensa explotación fueran relativamente bien conocidas respecto al orden normal en la sucesión de estratos, hemos elegido para establecer el perfil normal de la cuenca desde el tramo de las Generalas a Sotón, el pozo del Fondón en Sama de Langreo. Los diferentes socavones en las diversas plantas cortan en efecto los estratos carboníferos en los tramos de Generalas, San Antonio, María Luisa y parte de Sotón (Fig. 2). Aproximadamente hacia el techo de la capa Señorita se encuentra una falla, de la cual por ahora no conviene pasar en busca de horizontes fosilíferos, porque podría traer errores en la confección del perfil normal. La continuación de éste la hemos buscado en el pozo Sotón, en San Martín. Este explota además de los paquetes del Fondón, el de Entrerregueras, y puede servir por lo tanto para estudiar la zona de tránsito entre los paquetes de Sotón y Entrerregueras (Fig. 3). Son, por lo tanto, los pozos del Fondón y Sotón los lugares elegidos para establecer el perfil normal de la serie carbonífera desde el tramo de las Generalas hasta el de Entrerregueras inclusive. El estudio de los niveles fosilíferos de los paquetes superiores se verificará en su día en los pozos de Nespral y Compañía, que explotan los paquetes más elevados de la cuenca central de Asturias. Respecto al tramo del carbonífero que se encuentra estratigráficamente debajo de las Generalas y abarca las llamadas capas de las calizas y el sub-hullero, y cuyo estudio quedará por ahora algo retrasado en vista de su menor importancia industrial, tiene buenos puntos de observación en los alrededores de Laviana. Aparte de la razón apuntada, es conveniente diferir el estudio del referido tramo para hacerlo simultáneamente con otros afloramientos del mismo en varias partes de Asturias, como Riosa, Quirós, Teverga, etc.

Hemos recorrido, pues la serie carbonífera cortada en las labores del pozo Fondón partiendo de las Generalas, y hemos "subido", geológicamente hablando, por los diferentes tramos hasta detenernos en la capa Señorita. Encontramos muchos niveles marinos. Esta fué nuestra primer sorpresa, pues según datos que teníamos de cuencas extranjeras, no creíamos que fueran tan numerosas las intercalaciones de origen marino. Puede decirse que la mayoría de las capas y carboneros llevan a su techo geológico un lecho más o menos potente con fósiles animales de una variedad de especies más o menos grande. Hemos dicho que al techo geológico de la capa es donde se encuentra el horizonte con fósiles animales. Este hecho tiene por sí solo una importancia extra-

ordinaria, pues si puede ser elevado a la categoría de ley general, nos serviría perfectamente para diagnosticar la orientación geológica de una capa; es decir, para saber cuál es su muro y cuál su techo geológicos y cuyo conocimiento reviste gran importancia cuando se trata de analizar las fallas y también en la prospección de nuevos yacimientos, en los que interesa saber si se sube o se baja en la serie carbonífera. Aunque por ahora no nos atrevemos a afirmar rotundamente que el hecho citado pueda considerarse como ley general, vamos a citar un caso en que hemos tenido ocasión de hallar una demostración a su favor.

El socavón de "Barredo" en la mina Mariana en Mieres (Fig. 1) corta varias capas desde la "Juan Carro" del tramo inferior. Atraviesa los dos bancos de pudinga y las capas correspondientes a San Antonio y María Luisa. A partir de la "Ortigala", perteneciente a este último paquete, las capas van numeradas desde la primera en adelante. En una ocasión, y para hacer ciertas comparaciones con la serie del Fondón, y que no son ahora del caso, estuve recorriendo el citado socavón de "Barredo" y recogiendo material, que se encontraba sin dificultad alguna al techo de las capas. Al llegar a la capa 9.<sup>a</sup>, en lugar de encontrar un nivel marino a su techo lo encontré a su muro. Continuando por el socavón pude comprobar que las capas siguientes 10.<sup>a</sup>, 11.<sup>a</sup>, etc., se encontraban en el mismo caso que la 9.<sup>a</sup> Extrañado de estas excepciones consulté en las oficinas de la mina los cortes estratigráficos de ésta y vi que entre la 8.<sup>a</sup> y la 9.<sup>a</sup> se encontraba una falla que alteraba la posición normal de las capas y que hacía que a partir de la capa 9.<sup>a</sup> el socavón cortase el carbonífero descendiendo en lugar de subiendo, como lo venía haciendo hasta la capa 8.<sup>a</sup> inclusive. Podía verse, pues, bien en este caso que no se trataba de excepciones, sino por el contrario de la confirmación de la regla general. De todas maneras, la aplicación de ésta conviene hacerla por ahora con ciertas precauciones.

En el pozo Sotón hemos llevado, al recorrer la serie cortada por sus transversales, una marcha inversa a la efectuada en el Fondón. La razón de ello fué el querer observar la zona en que las dos series del Sotón y del Fondón podían sincronizarse por debajo de la falla de la capa Señorita del segundo pozo. No hemos llegado todavía a esa zona y aunque hubiéramos llegado, no lo sabríamos demostrar, por no haber sido analizado todavía el material correspondiente. Recogimos también en el Sotón testigos de numerosos niveles marinos, de los que los superiores corresponden a la zona de tránsito Sotón-Entrerregueras. Uno de éstos pre-

senta gran importancia por la calidad de su fauna, como después veremos. Hemos podido también observar en este pozo que los lechos fosilíferos se encuentran en general al techo de las capas. Algunos han sido encontrados sin corresponder a ninguna, pero profundizando la observación hemos visto que cuando esto sucede, al muro del nivel marino, o cerca de él, se encontraba casi siempre una raya de carbón o indicio de una capa en falla. Parece, pues, continuarse por esta zona, más alta que la recorrida en el Fondón, el mismo régimen en la sedimentación.

Tanto en el Fondón como en el Sotón, los horizontes marinos encontrados están constituidos por pizarras margosas de un color gris más o menos claro. La abundancia de fósiles es muy variable, pues mientras en unos hay que deshacer las muestras en numerosos fragmentos para encontrar algún resto orgánico, en otros, por el contrario, su número es tan considerable, que es frecuente encontrar fósiles deformados por la presión de los adyacentes. Respecto a la potencia que alcanzan los lechos fosilíferos, hay que decir que es muy variable. En general vienen a tener de 10 a 50 cm., pero no escasean los de mayor potencia. Hasta ahora el mayor encontrado es el que se encuentra a unos 140 metros al techo de la capa "Lozana", en el Sotón, en la zona de tránsito Sotón-Entrerregueras, que tiene unos 7 m. de potencia.

No hemos de enumerar aquí cada uno de los niveles marinos encontrados. Resultaría una lista demasiado monótona. En cambio, en las figuras 1 y 2 damos los cortes stratigráficos de los pozos en las zonas recorridas, con la indicación de los horizontes faunísticos encontrados.

El estudio paleontológico de éstos puede decirse que apenas si está esbozado. Ya dijimos anteriormente, al hablar del método de investigación, de las operaciones que necesariamente han de preceder al estudio paleontológico. Por lo tanto se comprende fácilmente que este estudio no pueda ser acometido ya desde ahora con toda su intensidad. Como consecuencia, con menos razón todavía puede decirse mucho de la interpretación geológica que debe darse a los datos paleontológicos obtenidos.

No obstante esto, y siempre influenciados por el deseo de obtener resultados prácticos inmediatos, hemos procurado extraer algunas enseñanzas del material recogido, examinando éste de manera que pudiéramos darnos cuenta de su principal contenido paleontológico.

Citaremos en primer lugar las observaciones hechas respecto a la distribución de las Fusulinas. Como es sabido, estos Forami-

||| Hege?

níferos característicos del Carbonífero y del Permiano han sido citados en Asturias por Barrois en su tramo de Lena; es decir, en la parte de la serie carbonífera asturiana que abarca desde la cumbre de la caliza de Montaña hasta la pudinga. Barrois mismo no encontró Fusulinas, sino Fusulinelas, pero cita las encontradas por De Verneuil, y a juzgar por la localidad citada por éste, el primero las incluye como pertenecientes al tramo de Lena. Se han considerado, por consiguiente, las Fusulinas para el carbonífero de Asturias como fósiles característicos del tramo llamado Inferior, que comprende los paquetes de capas denominados de las Calizas y de las Generalas. Nosotros hemos comprobado desde luego la existencia de las Fusulinas en dicho tramo Inferior. Para la zona de las Calizas encontramos un buen yacimiento en una marga al techo de uno de los crestones calizos que caracterizan la zona que se encuentra sobre la caliza de Montaña, en la carretera a Laviana. Al lado de Braquiópodos, tallos de Crinoides y radiolas y escudos de Equínidos hemos encontrado Fusulinas. No sabemos si será ese nivel el mismo a que se refiere Adaro en el corte del Carbonífero inferior de su Atlas estratigráfico, pero seguramente que si no es el mismo ha de estar próximo. Hay que tener en cuenta que probablemente en esa zona existen varios niveles marinos con Fusulinas. De la zona de las Generalas tenemos ejemplares de Fusulinas de la marga de la primera Generala del grupo "San Martín" de la Duro-Felguera. Pero nosotros hemos encontrado hasta ahora otros tres niveles marinos con Fusulinas que por su situación dentro de la serie carbonífera asturiana presentan extraordinaria importancia. Uno de ellos se encuentra al techo de un carbonero a 18 metros al muro de la capa "Angelita" del pozo Fondón en Sama de Langreo, otro al techo de la misma capa "Angelita" y el tercero en la zona de tránsito Sotón-Entrerregueras en el pozo Sotón, a unos 60 metros al techo de la capa "Lozana". En las figuras 1 y 2 se hace especial mención de estos niveles de Fusulinas. Los tres horizontes mencionados corresponden a zonas más altas que el tramo de Lena de Barrois, cuyo límite superior es la pudinga. Es verdad que los dos primeros no se elevan mucho por encima de aquél, pero desde el punto de vista de la distribución de las Fusulinas ya indican que estos Foraminíferos se extienden por encima de los límites del tramo de Lena. El tercer horizonte es con relación a esto el más interesante, porque encontrándose ya a bastante altura dentro de la serie westfaliense asturiana, indica que el mar de Fusulinas siguió invadiendo con relativa frecuencia las turberas carboníferas en episodios relati-

*Capa Generala*

vamente cortos después de los grandes depósitos de la época di-nantiense o de la caliza de Montaña.

El hallazgo de Fusulinas a la altura geológica citada tiene considerable importancia desde el punto de vista de la paleontología estratigráfica. No se puede considerar ya, por lo tanto, la Fusulina como un fósil característico del tramo Inferior del carbonífero de Asturias. Claro es que falta el estudio de las especies, que pudiera establecer para éstas una distribución utilitaria. Esta posibilidad se nos ocurre al considerar las Fusulinas encontradas en el horizonte del techo de la capa "Angelita" del Fondón. Son unas formas extraordinariamente pequeñas que bien pudieran ser una nueva especie; por lo menos nosotros no las hemos visto citadas todavía en ninguna parte. En lo que respecta a las encontradas en los otros cuatro niveles de Fusulinas mencionados, podemos decir que se trata de *F. cylindrica*, acompañada quizá de alguna otra especie. Pero de todas formas, lo que sí podemos afirmar es que el género Fusulina ha perdido el título de fósil característico del tramo Inferior. Ahora falta completar las observaciones en los tramos que faltan por analizar, superiores al horizonte encontrado en la zona límite Sotón-Entrerregueras, y que son los de Entrerregueras, Sorriego y Modesta. De existir en ellos, la distribución de la Fusulina en Asturias se asemejaría a su distribución en Rusia, donde aparece durante todo el carbonífero Medio. La ausencia del citado Foraminífero en las cuencas del centro de Europa, diferencia éstas de la asturiana, que parece haber estado en comunicación con el mar moscoviense ruso. La abundancia de horizontes marinos, hecho que anteriormente hemos mencionado, parece indicar, en efecto, la influencia que tuvo aquel mar en los cambios de facies de la cuenca asturiana, viniendo a ser los primeros, episodios moscovienses intercalados en los depósitos westfalienses normales.

Se encuentra otro Foraminífero de la misma familia en el carbonífero de Asturias, la *Fusulinella sphaeroidea*, cuya distribución también es importante. Barrois la cita también en su tramo de Lena. Nosotros no lo hemos buscado en este tramo, pues como ya hemos dicho, ocupa preferentemente nuestra atención por ahora la zona superior a aquél. El señor Sampelayo ha encontrado ejemplares en Ontoria, que es precisamente una de las localidades citadas por Barrois y por lo tanto también correspondiente al tramo de Lena. Nosotros hemos encontrado la *Fusulinella sphaeroidea* en el mismo horizonte marino del techo de la capa "Angelita", donde encontramos las Fusulinas de tipo especial a que

antes nos hemos referido. La altura del yacimiento nos permite pues asegurar que la *Fusulinella* tampoco caracteriza el tramo inferior. Todavía no hemos encontrado ningún otro nivel de *Fusulinella* más alto que el citado y por eso no podemos decir nada respecto a la altura geológica que pueda alcanzar. Pero el hallazgo hecho es suficiente para dar por seguro que el citado Foraminífero se extiende más arriba del tramo Inferior.

Aprovecharemos esta ocasión en que hablamos de Foraminíferos, para hacer público que así como la mayoría de los géneros encontrados de las diferentes ramas animales ya han sido citados en España principalmente por Barrois y De Verneuil, nosotros hemos tenido la suerte de encontrar varios géneros de Foraminíferos todavía no citados y tenemos la esperanza de encontrar más, pues esta rama zoológica ha sido todavía poco tratada para el Carbonífero español en general. También hemos de intentar ver si estos nuevos Foraminíferos encontrados nos proporcionan alguna utilidad desde el punto de vista estratigráfico.

Otra de las observaciones muy digna de tenerse en cuenta se refiere a la importancia de considerar el conjunto de la fauna para la caracterización de los horizontes, en lugar de hacerlo apoyándose solamente en una o en ciertas especies determinadas. Desde luego que el criterio de considerar la fauna en su conjunto para fines cronológicos es un principio ya establecido sólidamente en Estratigrafía. Pero lo que nosotros pretendemos hacer resaltar aquí es que ese principio debe aplicarse, quizá con mayor razón, también para cortas extensiones verticales, como son los tramos que se consideran en el Carbonífero. Hemos podido comprobar que el contenido paleontológico de los horizontes marinos es muchas veces muy semejante, aun para muchos separados por largos períodos de sedimentación de facies diferente. Sólo se diferencian en algunas especies. De aquí que sea de absoluta necesidad tener en cuenta el mayor número posible de especies para diagnosticar sobre la altura estratigráfica de un horizonte. Es muy importante insistir en este aspecto de la aplicación de la Paleontología a la Geología, pues si tratándose de pisos y a veces de terrenos vemos con qué seguridad y aplomo se hacen en ocasiones afirmaciones sobre su posición geológica que luego resultan falsas, por haberse basado en una o unas pocas especies, pensemos a qué errores nos conduciría la aplicación de este falso criterio a las zonas de relativamente poca extensión del Carbonífero, en las que la evolución del mundo animal ha tenido ne-

cesariamente que verificarse de un modo mucho más lento que para los pisos o terrenos.

Nos resta ahora decir algunas palabras sobre la importancia que atribuímos a los carboneros para el conocimiento de la estratigrafía hullera. La mayoría de los cortes estratigráficos que se ofrecen en las oficinas de las minas, suelen contener únicamente la indicación de las capas explotables, su potencia y distancias relativas. Los carboneros solo se consignan en el caso de que puedan ser explotables en ocasiones en que su potencia lo permita. Sin embargo, hemos tenido ocasión de comprobar que muchos carboneros, a veces insignificantes, tienen gran importancia estratigráfica a causa de la fauna que los acompaña. Un buen ejemplo de esto lo tenemos en el carbonero ya citado, que se encuentra a 18 metros al muro de la capa "Angelita" en el Fondón, que, como dijimos, lleva a su techo un excelente horizonte marino que contiene entre otros fósiles más o menos importantes, la *Fusulina cylíndrica*. Si por tratarse de un carbonero, hubiéramos prescindido de su observación, no habríamos obtenido el conocimiento de la existencia de aquel importante Foraminífero a aquella altura geológica. Aparte de ésto, un carbonero de una parte de una cuenca puede continuarse horizontalmente de tal manera, que en otra parte de aquélla constituya una potente capa. Si en estas circunstancias hiciéramos los cortes estratigráficos de ambas zonas y no consignáramos en la primera el carbonero, los cortes obtenidos no coincidirían por el simple detalle de dar importancia a la potencia de las capas. Por esto es muy de recomendar la consignación en los cortes de todos los detalles, desde las más potentes capas hasta las llamadas rayas de carbón. Con esto se presta un importante servicio al conocimiento de la estratigrafía por la comparación completa que puede hacerse entre los cortes de las diferentes minas.

Como resumen de este trabajo expondremos brevemente los resultados más importantes que se desprenden de él, enumerados en las siguientes

## CONCLUSIONES

1.º El número de los horizontes marinos es muy grande y parece indicar que temporalmente se instalaban en las tierras bajas westfalienses las condiciones de sedimentación que habían tenido lugar anteriormente durante el Dinantiense.



2.ª Los horizontes marinos parecen presentarse al techo de las capas, sin que por ahora pueda darse como ley esta observación.

3.ª El mar de Fusulinas invadió repetidamente el Wesftaliense asturiano, por lo menos hasta más de la mitad de su extensión vertical, lo que hace perder a los citados Foraminíferos en su significación como fósiles característicos del tramo Inferior.

4.ª La *Fusulinella sphaeroidea* citada por Barrois en su tramo de Lena o Inferior, rebasa los límites de éste, encontrándose por lo menos en un horizonte francamente del tramo Medio.

5.ª La fauna de Foraminíferos es rica en el carbonífero asturiano y puede dar lugar tras un estudio detenido a importantes aplicaciones en la sincronización de estratos.

6.ª Para la caracterización de los horizontes marinos con vistas a la sincronización de estratos es necesario tener en cuenta el mayor número posible de especies fósiles.

7.ª Desde el punto de vista estratigráfico tienen mucha importancia los carboneros y deben siempre consignarse, por insignificantes que sean, en los cortes estratigráficos de las labores de todas las minas.

---



IGNACIO PATAC

---

## LA CUENCA CARBONIFERA DE GIJON

---

### I

#### UN POCO DE HISTORIA Y GENERALIDADES ACERCA DE LAS DISTINTAS CUENCAS CARBONIFERAS DE ASTURIAS

A principios del siglo actual, hace unos treinta años, aproximadamente, se iniciaron los trabajos de reconocimiento del subsuelo de la región costera de Asturias en los concejos de Gijón y Villaviciosa recubiertos casi totalmente por los terrenos triásicos y jurásicos en busca de la supuesta prolongación por debajo de estos terrenos del carbonífero de la cuenca central de Mieres y Langreo.

El primer sondeo, efectuado por los entusiastas y competentes mineros señores Felgueroso Hermanos, fué emplazado en términos de Vega (San Martín de Huerces), a unos siete kilómetros al S. E. de Gijón. En el emplazamiento de este primer sondeo influyeron, al parecer, las indicaciones del eminente geólogo don Lucas Mallada. Tuvo un completo éxito, pues se encontró el terreno hullero a unos 150 metros de la superficie, y en él se cortaron dos capas de carbón, una de dos metros y otra de un metro de potencia; pero hubo de suspenderse el sondeo a causa de un accidente ocurrido en el mismo y, por tanto, no pudo reconocerse debidamente el espesor y demás circunstancias del terreno hullero en este sitio. Dos años más tarde, los señores Felgueroso Herma-

nos emprendieron en el mismo lugar la perforación de un pozo vertical que no pasó de los 65 metros a causa de las dificultades surgidas al atravesar una importante zona acuífera que recorre las margas triásicas a unos sesenta metros de la superficie.

Después de estos trabajos infructuosos, se suspendieron durante algunos años las investigaciones, hasta que como consecuencia de los estudios del inolvidable ingeniero de minas don Luis de Adaro, recién posesionado de su cargo de director del Instituto Geológico de España, se fijó el emplazamiento de un segundo sondeo en Caldones, a unos ocho kilómetros al S. E. de Gijón y algo más al E. del de San Martín de Huerces.

Las razones que tuvo el señor Adaro para señalar este segundo sondeo en dicho sitio, pueden leerse en su trabajo titulado: "Emplazamiento de sondeos para investigar la probable prolongación de los senos hulleros por bajo de los terrenos mesozoicos". (Boletín del I. G., tomo XIV, 2.ª serie, 1914). En el corte estratigráfico de la cuenca carbonífera central de Asturias, trazado por dicho eminente ingeniero, y publicado en aquel folleto, se hallan gráficamente representadas las ideas del mismo acerca de la supuesta prolongación de los senos hulleros de aquella cuenca en la dirección de la costa. Y así se observa que la línea axial de la cuenca de Quirós (sinclinal hullero  $H_1$ ) pasa por Bárzana y Proaza con dirección N.O.-S.E., cambia al N. desde Proaza a Castañeda y desde aquí toma ya una dirección francamente N.E.-S.O., para pasar por Oviedo, seguir luego entre Vega y Caldones e internarse en el mar un poco al E. de Quintueles. El sondeo de Caldones serviría, de consiguiente, para reconocer, según estas ideas, la prolongación del sinclinal hullero de Quirós hacia el mar, pues en su recorrido por esta región de recubrimientos secundarios era en Caldones donde por existir el terreno triásico había más probabilidades de que los terrenos muertos tuvieran menor espesor.

El sondeo se situó un poco al S. E. del eje del sinclinal (véase la lámina 1.ª del folleto de Adaro) y fué costado conjuntamente por el Estado y por los señores Felgueroso Hermanos; pero tanto este segundo sondeo como otros dos que en el mismo lugar y ya por su cuenta y riesgo efectuaron los señores Felgueroso Hermanos (el más profundo de los cuales llegó hasta cerca de los 900 metros) no lograron cortar el terreno hullero productivo.

Los estudios oficiales (1) clasificaron las hiladas infrayacentes

---

(1) Manuel Ruiz Falcó. "El sondeo de Caldones, en Asturias". Boletín del Instituto Geológico de España. Tomo XVII, 2.ª serie, 1916.

al triás atravesadas por las sondas como *subhulleras*, según la expresión de Adaro, o sea, como las capas estériles de la base de la formación de la cuenca central, incluidas por M. Charles Barrois en su *tramo de Lena*.

Suspendidos de nuevo los trabajos durante varios años, reanudáronse en agosto de 1929 en términos de Aroles, al O. de Caldones, atravesándose allí con la sonda 145 metros de margas y areniscas triásicas y penetrando luego en un terreno de margas calcáreas algo parecidas a las de Caldones, sin cortarse tampoco hullero productivo; este sondeo se suspendió a los 400 metros.

Seguidamente se emprendió el sexto en términos de Leorio, un poco al O. de los anteriores, y como a unos 1.500 metros de distancia del sondeo núm. 1 efectuado en 1902 en la Camocha (San Martín de Huerces). Este sexto sondeo después de atravesar el triás en unos 126 metros de espesor, penetró en el terreno hullero productivo, cortándose en un espesor efectivo de unos 100 metros, cuatro venas de carbón de excelente calidad, con una inclinación de unos 50° y en el siguiente orden: un carbonero de 0,30 m.: capas de 0,70, 1,50 y 3 metros de potencia, teniendo que suspender el sondeo en esta última capa, a los 350 metros de profundidad por un accidente ocurrido en el trépano de sonda, quedando por tanto sin reconocer todo el espesor y número de capas de combustible de este terreno hullero.

Para dar fin a la serie de sondeos sistemáticos organizada y ejecutada por los señores Felgueroso Hermanos, se emprendió seguidamente la perforación del 7.º sondeo en el valle de Pinzales, en lugar próximo a la estación del mismo nombre del ferrocarril de Langreo, que alcanzó la profundidad de 400 metros sin cortar el carbonífero y suspendiéndose por esta razón el sondeo al llegar a dicha profundidad (1).

Reconocida la existencia del terreno hullero productivo en los términos de Huerces y Leorio, a pequeña distancia de la superficie, los señores Felgueroso Hermanos decidieron, con muy buen acuerdo, concentrar los nuevos reconocimientos en el lugar de su primer sondeo de la Camocha, emprendiéndose inmediatamente la perforación de un segundo pozo vertical que esta vez logró atravesar la capa acuífera del triás (2) y que se profundizó pri-

(1) I. Patac. "Riquezas minerales de España. ¿Gijón, cuenca potásica?—Estudio de un sondeo en Pinzales". Madrid, 1932.

(2) I. Patac. "Visita a los trabajos mineros de los señores Felgueroso Hermanos". Revista Minera y Metalúrgica, de Madrid. Número 3.263. Mayo, 1931.

meramente hasta los 180 metros, de los cuales 160 están en el triás y 20 en el terreno hullero. A esta profundidad se excavó un transversal de reconocimiento en dirección NO.-SE. de unos 280 metros de longitud, dividido en dos trozos, uno de 142 metros de dirección SE. y otro de 138 de dirección NO.

En el primero se cortó una capa de carbón de 1,10 metros de potencia y en el segundo tres de 0,50, 1,50 y 1,80 metros, todas ellas de excelente hulla semigrasa de 32 por 100 de materias volátiles y un poder aglomerante de 4,5.

La estratificación del terreno hullero en Huerces es casi vertical, buzando ligeramente al SE. y presentando una perfecta regularidad. Posteriormente el pozo fué profundizado unos 40 metros más, excavándose un nuevo transversal de dirección NO. y volviendo a cortarse el carbonero y las dos capas de carbón del primer transversal en mejores condiciones aún de potencia y regularidad.

El estudio de la flora y fauna encontradas en estos trabajos y en los testigos de los sondeos, efectuado por el que suscribe y que será objeto en su día de una monografía especial, confirman las ideas expuestas hace varios años en nuestro trabajo "La formación uralense asturiana", Gijón, 1920, en virtud de las cuales los estratos secundarios y terciarios de la zona costera Cabo de Torres-Puerto de Sueve, deben recubrir una cuenca plegada de edad permo-carbonífera, posterior a la de la cuenca central moscoviense de Asturias.

He aquí algunas especies vegetales encontradas en estos trabajos:

EN LA CAMOCHA:

- Sphenopteris notha*. d'Eichwald.
- Sph. Castellí*. Zeiller.
- Sph. Matheti*. Zeiller.
- Mixoneura neuropteroides*. Goepfert.
- Calamites Cisti*. Brongniart.
- Arthropitus stephanense*. Zeiller.
- Art. approximata*. Schlotheim.
- Arthropitus bistriata*. Goepfert.
- Calamodendron. inaequiale*. Zeiller.
- Calamocladus lignosus*. Zeiller.
- Asterophyllites longifolius*. Sternberg.
- Anullaria stellata*. Schlotheim.
- Sigillaria Brardi*. Brongniart.



### CUENCA CARBONIFERA DE GIJON

Pozo núm. 2 de la Camocha. Primera capa de carbón cortada por el transversal de reconocimiento, Tiene una potencia de 1,50 metros: el carbón es de calidad excelente, de 32 0/0 de materias volátiles

*(Foto del autor)*

*S. Deutsche*. Brong.  
*Stigmaria ficoides*.  
*Cordaites lingulatus*. Grand'Eury.  
*Poacordaites linearis*. Gr. etc., etc.

EN LEORIO.

*Sphenopteris notha*. D'Eichwald.  
*Pecopteris bioti*. Brongniart.  
*Pecopteris (Dactylotheca) Grünneri*. Zeiller.  
*Dactylotheca plumosa*. Artis.  
*Mixoneura neuropteroides*. Goeppert.  
*Neuropteris stipulata*. Zeiller.  
*Calamites Suckowi*. Brongniart.  
*Arthropitus approximata*. Schlotheim.  
*Arth. bistrata*. Goeppert.  
*Art. gigas*. Brongniart.  
*Art. elongata*. Zeiller.  
*Stigmaria ficoides*.  
*Poacordaites*.  
*Dorycordaites affinis*. Grand'Eury.  
*Artisia ottonis*. Geinitz.  
*Dicranophyllum longifolium*. Zeiller.  
*Titanophyllum*. Grand'Eury.  
*Ptychopteris*. sp. etc., etc.

Todas estas especies caracterizan el tramo más alto del piso hullero superior propiamente dicho de Grand'Eury, o sea, el denominado de los *Calamodendros*. La estratigrafía y petrografía de estas hiladas concuerdan también con las que presenta este piso y en cuyo detalle no es oportuno entrar aquí por tratarse de un trabajo puramente industrial.

Desde este último punto de vista es indispensable hacer resaltar que el estudio paleontológico y estratigráfico de los terrenos hulleros productivos de Leorio y la Camocha (Huerces) identifica las hiladas de estos dos terrenos por lo que se llega necesariamente a la conclusión de que ambos deben pertenecer a las dos ramas de un mismo anticlinal hullero cuya cúpula o charnela ha sido destruída por la erosión. Anticlinal por cierto muy agudo por efecto de un enérgico esfuerzo tangencial y que asegura un gran tonelaje de combustible en profundidad (1.)

---

(1) I. Patac. "Gijón, cuenca carbonífera". *La Prensa*, de Gijón. número 2.748. "Revista Minera y Metalúrgica" de Madrid, número 3.301.



Según estas deducciones, la concepción de Adaro acerca de la prolongación de los senos hulleros de la cuenca central por debajo de los terrenos secundarios, no parece comprobarse. Otra formación distinta, hullera y permiana, debe haber sido depositada en esta cuenca septentrional de Asturias que fué a su vez replegada probablemente por los últimos movimientos paleozoicos (1).

Esta independencia entre las formaciones hulleras del centro y de la región costera puede colegirse, de otra parte, de la configuración tectónica de la cuenca central revelada principalmente por el recorrido del banco de pudinga moscoviense a nivel de las principales arterias fluviales Nalón, Caudal y Aller (Lámina I).

Tres sinclinales se acusan bien según una línea transversal de dirección EO. pasando por Sama de Langreo. El más largo y profundo de Sama y Mieres y los más estrechos y cortos de Villa y Riosa. El primero, cuya profundidad máxima corresponde a Langreo (que Adaro estima en unos 2.000 metros), en donde han podido depositarse con un espesor de aprovechamiento industrial las capas del supramedio (*Subtramo de La Oscura*) afecta claramente la forma de arco de convexidad occidental impuesta por los plegamientos antiguos. Estos sinclinales y los menos importantes de Quirós, Compañones y Casomera, se cierran todos sobre sí mismos, y corresponden, sin duda, a un proceso sedimentario y a un dinamismo tectónico anteriores a los de la cuenca septentrional (2).

## II

### ORIENTACIONES PARA EL RECONOCIMIENTO DEL ANTI-CLINAL HULLERO GIJON-NOREÑA

Circunscribiéndonos a los estratos carboníferos reconocidos hasta ahora, parcialmente, en la zona de unos tres kilómetros de

---

(1) Por los datos estratigráficos y paleontológicos obtenidos hasta ahora en el estudio de los sondeos, puede colegirse la existencia de una importantísima cuenca carbonífera enérgicamente plegada, en toda esta región costera de Asturias, existiendo otras varias cúpulas hulleras situadas más al oriente de la descubierta en Huerces.

(2) I. Patac. "Ligeras ideas acerca de la tectónica del antracolíptico de Asturias y León". Primer Congreso de la Agrupación de Ingenieros de Minas del Noroeste de España. 1931.

anchura sita en los términos de Leorio y San Martín de Huerces, examinemos con algún detalle las circunstancias que presenta el interesantísimo anticlinal hullero de que anteriormente se ha hecho mérito.

Ya hemos dicho que tanto en el sondeo de Leorio, como en los trabajos de la Camocha, el espesor del terreno triásico es mínimo, no pasa de 150 metros: sus estratos, constituídos por margas abigarradas del Keuper, algún banquito de caliza, que corresponde tal vez a la zona del muschelkalk, y por el tramo de la arenisca roja inferior, que presenta en su base un banco de conglomerado silíceo rojizo, ofrecen una suave inclinación, de un 3 por 100 aproximadamente, hacia el norte, es decir, hacia la costa. Claro es que el verdadero espesor medio de la formación triásica en esta región ha sido algo mayor, como lo atestiguan los afloramientos de margas del Keuper que se observan en la vertiente septentrional de la sierra jurásica del Pangran, particularmente en la del Pico del Sol, con un espesor aproximado de unos cien metros. Esto da para potencia media de la formación triásica en los valles inmediatos a Gijón, unos doscientos cincuenta metros, aproximadamente, cuya potencia ha sido considerablemente mermada en muchos sitios por efecto de la erosión fluvial.

En el croquis geológico de los concejos de Gijón, Siero y Villaviciosa (Lámina II), que hemos hecho a la misma escala del que le sirvió a don Luis Adaro para su estudio del año 1914, ya mencionado, puede observarse la prolongación hacia el NE. o sea, hasta la desembocadura del río Piles, de la mancha triásica del concejo de Gijón, que Adaro limitaba en las inmediaciones de Ceares. Pero los trabajos de canalización que se están efectuando en la desembocadura del Piles nos han mostrado la verdadera edad geológica de los sedimentos que constituyen la mayor parte de esta cuenca: dichos sedimentos están formados por las margas arcillosas rojizas, de color heces de vino, tan características del Keuper.

Estas margas se extienden desde Ceares hasta muy cerca de la costa y forman los terrenos marismosos de la llamada Ería del Piles.

La dirección de esta especie de lengua más septentrional del triás que avanza desde los valles de Granda, Vega y Ceares hasta muy cerca del mar, corresponde a la del valle de erosión del río Grande, que se nutre de las aguas procedentes de la sierra jurá-

sica del Pangran. Por lo tanto, es de suponer que en toda esta zona situada al Este de Gijón, los estratos triásicos sometidos desde antiguo a los efectos destructores de la energía erosiva de las aguas, no presenten ya su máximo espesor y, de consiguiente, *puedan encontrarse las hiladas hulleras a una profundidad comparable a la en que se han encontrado en Huérces y en Leorio.*

Las líneas M N y P Q del croquis geológico (Lámina II) limitan aproximadamente en anchura y dirección la cúpula del anticlinal carbonífero que a nuestro juicio han puesto en evidencia los trabajos de reconocimiento efectuados en aquellas parroquias. Los puntos C y D del mismo, señalan, el primero, el emplazamiento del sondeo de Leorio y el segundo el pozo núm. 2 de la Camocha.

Tal vez ocurra que la dirección de la cúpula de este anticlinal no sea precisamente una línea recta, sino que probablemente y obedeciendo a la ley general impuesta por los plegamientos primitivos podrá experimentar una inflexión más o menos acentuada paralelamente a los arcos de plegamiento de los cordales cuarcitosos del occidente de Asturias, pero la verdadera flecha de esta curva, si en realidad existe, no podrá conocerse hasta que se completen los trabajos de reconocimiento de este anticlinal.

Una observación interesante se desprende de la dirección de esta cúpula en su extremo septentrional y es que la cuenca del río Grande parece corresponder a una zona de sublevación del triásico, coincidente con la dirección de dicha cúpula hullera.

La importancia, la transcendencia de esta estructura tectónica para Gijón, serían incalculables.

El presente estudio tiene por principal objeto señalar la orientación más conveniente para el reconocimiento de esta zona oriental de la ciudad que reviste tan particularísimo interés.

Dicha zona se halla casi toda ella, como ya se ha dicho, sobre el triás y en cuanto a las hiladas de calizas liásicas que la recubren en algunos sitios, tienen un pequeño espesor que no pasa de cincuenta metros en los sitios más desfavorables. El suelo de Gijón hasta el cabo de Torres, está formado, en general, por las hiladas de la base del liás, constituidas por algunos lechos de calizas y por un banco de brecha calcárea que pueden ser observados en los acantilados del promontorio de Santa Catalina y en las antiguas canteras de la Coría: en el corte de estas canteras, se observan en su totalidad estas hiladas inferiores del liás y su contacto con las margas rojas triásicas que forman el valle de Granda.

Dada la potencia y regularidad que presenta la formación estratigráfica hullera reconocida hasta ahora en Huerces y Leorio, plegada en anticlinal, es seguro que éste se prolonga en la dirección NE.-SO. hacia el mar y por lo tanto que su rama occidental, o sea, la de Leorio, se extiende por debajo del casco de la villa de Gijón a una profundidad creciente hacia el O, a partir del estuario del Piles. En el centro de la población, la profundidad del hullero productivo puede ser de más de mil metros.

La rama oriental del pliegue, o sea, la de la Camocha, que presenta una mayor inclinación, se hunde gradualmente hacia el E. y adquiere, probablemente, por debajo del poblado de Somió, una profundidad todavía mayor. Los estratos pertenecientes a la zona evidentemente erosionada de esta cúpula hullera comprendida entre Leorio y la Camocha, no han sido reconocidos aun y se ignora, por lo tanto, si contienen o no nuevas capas de combustible.

Como trabajos de investigación preliminares para el reconocimiento del terreno carbonífero en la zona oriental de Gijón, hemos previsto la perforación de dos sondeos, señalados con las letras A y B en el croquis geológico (Lámina II). El primero se halla emplazado en la margen derecha de la desembocadura del Piles, sobre las margas triásicas, casi en la línea axial del anticlinal; en este sitio se dispone de agua abundante para el sondeo y es de fácil acceso para el transporte y colocación del equipo de sonda. Se halla dentro de la concesión "Ceares" y próximo a la "Decisión". Si los estratos hulleros siguen la dirección en línea recta que presentan en Huerces, el sondeo A podrá cortar los estratos carboníferos del eje de la cúpula, no reconocidos aún, con o sin nuevas capas de combustible: pero debe tenerse presente que el interés principal de este sondeo es el reconocimiento de la profundidad que alcanza el terreno hullero en este sitio, profundidad que estimamos será comparable, como ya se ha dicho, a la que tiene en Leorio y en la Camocha, o sea, de unos 150 a 200 metros. Mas si la línea axial del pliegue experimentara una ligera inflexión hacia el oriente, como pudiera suceder, a causa de las características tectónicas que presentan los pliegues antiguos en esta región de la costa cantábrica, entonces aquel sondeo podría atravesar los mismos estratos del hullero productivo que el sondeo de Leorio, o sea, los de la rama occidental del anticlinal.

Lo que acabamos de decir del sondeo A. puede aplicarse exactamente al sondeo B., emplazado en Ceares, y que servirá de com-

probación suplementaria acerca de la estructura tectónica del pliegue y, de consiguiente, de las posibilidades económico-industriales de la formación en toda esta zona.

En cuanto al reconocimiento del recorrido de la cúpula, también muy interesante, en la dirección SO., o sea, hacia Noreña, que pasará primero por debajo de la sierra jurásica del Pangran un poco al E. de Ruedes y después bajo las hiladas cretáceas del valle de Noreña, ofrece sin duda mayores dificultades por la configuración estratigráfica de esta zona en la que aparecen íntimamente asociados los terrenos secundarios triásico, jurásico y cretáceo, cuyos respectivos espesores aquí son desconocidos.

No obstante, estimamos que un sondeo emplazado en el punto E. del croquis, un poco al N. de Noreña, sobre la margen derecha del río de este nombre, en las proximidades de una manchita triásica que allí aflora (relacionada sin duda con la gran mancha de la zona oriental de Gijón) podría dar mucha luz acerca de la existencia y estructura tectónica del anticlinal carbonífero en esta zona.

A este sondeo E. deben ser aplicadas reflexiones análogas a las que hemos hecho al tratar de los sondeos A y B; sólo que aquí la inflexión de la línea axial del pliegue puede estar dirigida hacia el SE. siguiendo la dirección general de los antiguos plegamientos. En este caso los estratos hulleros que podrían ser cortados por el sondeo E. pudieran corresponder al techo de los atravesados en Leorio en vez de cortarse estos mismos estratos, como sucedería si aquella línea fuera completamente recta.

De encontrarse el carbonífero a una profundidad económicamente beneficiable en esta zona de Noreña y Siero, las condiciones de explotabilidad no pueden ser mejores, pues se cuenta con agua para el lavado de los carbones y con dos vías férreas, la de Langreo y la de los Económicos de Asturias, para transportarlos, bien en dirección al mar o bien en la dirección de la costa. Además, recorre esta zona en dirección NS. la antigua y amplia carretera Carbonera, en cuyos 20 kilómetros de recorrido hasta Gijón podría establecerse un transporte rápido y económico por autocamión para servicios auxiliares de las explotaciones y aun para el mismo transporte del combustible.

No hemos de ocultar las dificultades de interpretación que ofrecen los sondeos en toda esta zona costera de Asturias, pues ya queda indicado que de cinco sondeos distintos efectuados por los señores Felgueroso Hermanos solamente dos de ellos han cortado el hullero productivo, o sea los que han sido emplazados so-

bre un anticlinal, siendo probable que los demás hayan caído dentro de pliegues sinclinales profundos del mismo carbonífero rellenos de hiladas de terrenos más modernos. Baste recordar lo ocurrido con los sondeos de Aroles (situado unos 900 metros al E. de la Camocha), Caldones (punto F. del plano, cuatro kilómetros más al E. del eje de la cúpula hullera) y Pinzales (a unos tres kilómetros al O. de dicho eje) para comprender la complicación tectónica que presentan los terrenos infrayacentes a los estratos secundarios de la región.

También se hace necesario tener en cuenta la repercusión que el importante accidente tectónico del macizo antiguo Cabo de Peñas-Cabo de Torres que hemos estudiado con detalle en nuestro trabajo anterior acerca de la cuenca hullera submarina de Arnao (1) haya podido tener en la tectónica del terreno hullero del subsuelo de Gijón, Villaviciosa y Pola de Siero, principalmente en el que pueda existir en términos de Noreña.

Pero no obstante estas dificultades, los datos aportados por los trabajos de reconocimiento efectuados hasta hoy y los conocimientos que del material paleontológico recogido han podido adquirirse acerca de la edad, estructura y proceso tectónico de esta nueva cuenca, pueden ser muy eficaces para la resolución de los problemas estratigráficos que los futuros reconocimientos puedan plantear.

### III

#### ALGUNAS CONSIDERACIONES ACERCA DE LA CUPULA CARBONIFERA GIJON-NOREÑA

Ya hemos dicho que la cúpula o anticlinal hullero Leorio-San Martín de Huerces tiene sus ramas muy derechas, principalmente la rama oriental de Huerces, que presenta una estratificación casi vertical. Ello denota la energía dinámica con que fueron plegados los estratos de esta cuenca septentrional de Asturias y las grandes profundidades que deben alcanzar los fondos de los sinclinales carboníferos. Los sondeos de Caldones, Aroles y Pinzales confirman plenamente esta conclusión.

De aquí se deduce que las dos ramas hulleras de Leorio y San

---

(1) I. Patac. "Riquezas minerales de España. Estudio geológico-minero de la cuenca hullera submarina de Arnao. Avilés". Madrid, 1932.

Martín de Huerces deben alcanzar profundidades hasta muy cerca de los dos mil metros, lo que representa un tonelaje importantísimo de carbón situado en la misma costa, sobre el primer puerto carbonero de España, y con una vía férrea que sigue en sus proximidades la misma dirección de la cúpula hullera y aun se sobrepone a ella en una importante extensión, en términos de Noreña. Claro es que esta antigua vía férrea para cubrir todas las necesidades del nuevo tráfico tendría que hacer desaparecer el plano inclinado de San Pedro, reducir su ancho de vía internacional a la anchura de un metro y poner vía doble en todo su recorrido.

He aquí una cuenca que por su situación geográfica y por las características que ofrecen sus capas de potencia excepcional, presenta óptimas condiciones para hacer de ella una importante cuenca de exportación tanto para los demás puertos consumidores de la Península Ibérica como para el extranjero. Dada la gran potencia de las capas, solamente comparable a la de las cuencas inglesas y americanas, su explotación, en la que pueden emplearse todos los recursos mecánicos de la técnica minera actual, resultará no sólo remuneradora, sino que sus precios de coste, a causa del elevado rendimiento natural de las capas, podrán sostener ventajosamente la competencia con los precios de las demás cuencas extranjeras.

Hasta ahora solamente se hallan reconocidos unos 230 metros de espesor del terreno carbonífero productivo y los estratos atravesados corresponden, según indican las especies vegetales fósiles recogidas, a la parte más alta de la formación, como ya se ha dicho. Entre Leorio y la Camocha existe aún un espesor importante de terreno hullero que no ha sido cortado (véase el croquis de la derecha de la lámina II) y luego queda el reconocimiento en profundidad de las hiladas hulleras más antiguas hasta llegar al substratum del terreno carbonífero. Es de suponer, por lo tanto, que las capas ya reconocidas en Leorio y en la Camocha no sean las únicas de la formación, dado el pequeño espesor de terreno hullero atravesado hasta ahora, y como consecuencia, que existan algunas más entre los estratos subyacentes.

De consiguiente, es demasiado prematuro todavía, con los datos insuficientes de que actualmente disponemos, el intento siquiera de efectuar un cálculo de cubicación del combustible contenido en este anticlinal hullero. No obstante, utilizando los datos bien conocidos de las capas cortadas hasta hoy en cada una de las ramas del mismo, no sería aventurado calcular los tone-

lajes mínimos de carbón como muy probablemente existentes en cada una de estas ramas hasta una profundidad bien accesible a la explotación, por ejemplo, hasta la correspondiente a unos 500 metros por debajo de la base del triás que puede estimarse en unos 700 metros de profundidad media efectiva.

Calculemos primeramente el tonelaje mínimo de la rama occidental, o sea, de la de Leorio. Aquí se han cortado tres venas de carbón, explotables, de 1,40 m., 0,70 m. y 3 m. de potencia que suman 5,10 metros. En los 500 metros de profundidad por debajo del triás suponiéndolas verticales (y claro es que dada su inclinación despreciamos con ello un tonelaje importante) el número de toneladas por metro lineal de terreno hullero contado según la dirección del anticlinal, sería:

$$1 \times 5,10 \times 500 \times 1,3 = 3.315 \text{ toneladas.}$$

En la rama oriental, o sea, en la Camocha, se han cortado cuatro capas explotables cuyos espesores son de 1,50 m., 1,80 m., 1,10 m. y 2. m., que suman 6,40 metros de espesor de carbón. El tonelaje mínimo de esta rama hasta la misma profundidad, será:

$$1 \times 6,4 \times 500 \times 1,3 = 4.160 \text{ toneladas.}$$

En las dos ramas el tonelaje será:

$3.315 + 4.160 = 7.475$  toneladas por metro lineal en la dirección del anticlinal.

Obtenido este número es fácil calcular, claro es que solamente para formarse una idea de la riqueza hullera de la cuenca en una porción limitada de la misma, el tonelaje mínimo contenido en la faja hullera Gijón-Noreña, o sea, en el agudo pliegue anticlinal, de unos 20 kilómetros de longitud, aproximadamente, comprendido entre estos dos pueblos.

$7.475 \times 20.000 = 149.500.000$  toneladas, o sean, 150 millones de toneladas en números redondos.

Y si todavía exagerando un tanto la cautela, descontáramos de este tonelaje un 20 por 100 por fallas y esterilidades, o sean 30 millones de toneladas, quedaría reducido dicho tonelaje a *120 millones*, que representa un *mínimo minimorum*.

Bien vale la pena, por lo tanto, que el Estado, principal beneficiario de esta riqueza y los concesionarios interesados, se decidan a efectuar los reconocimientos suplementarios precisos para organizar los planes de explotación más convenientes a fin de poner rápidamente en valor esta nueva e importantísima cuenca.

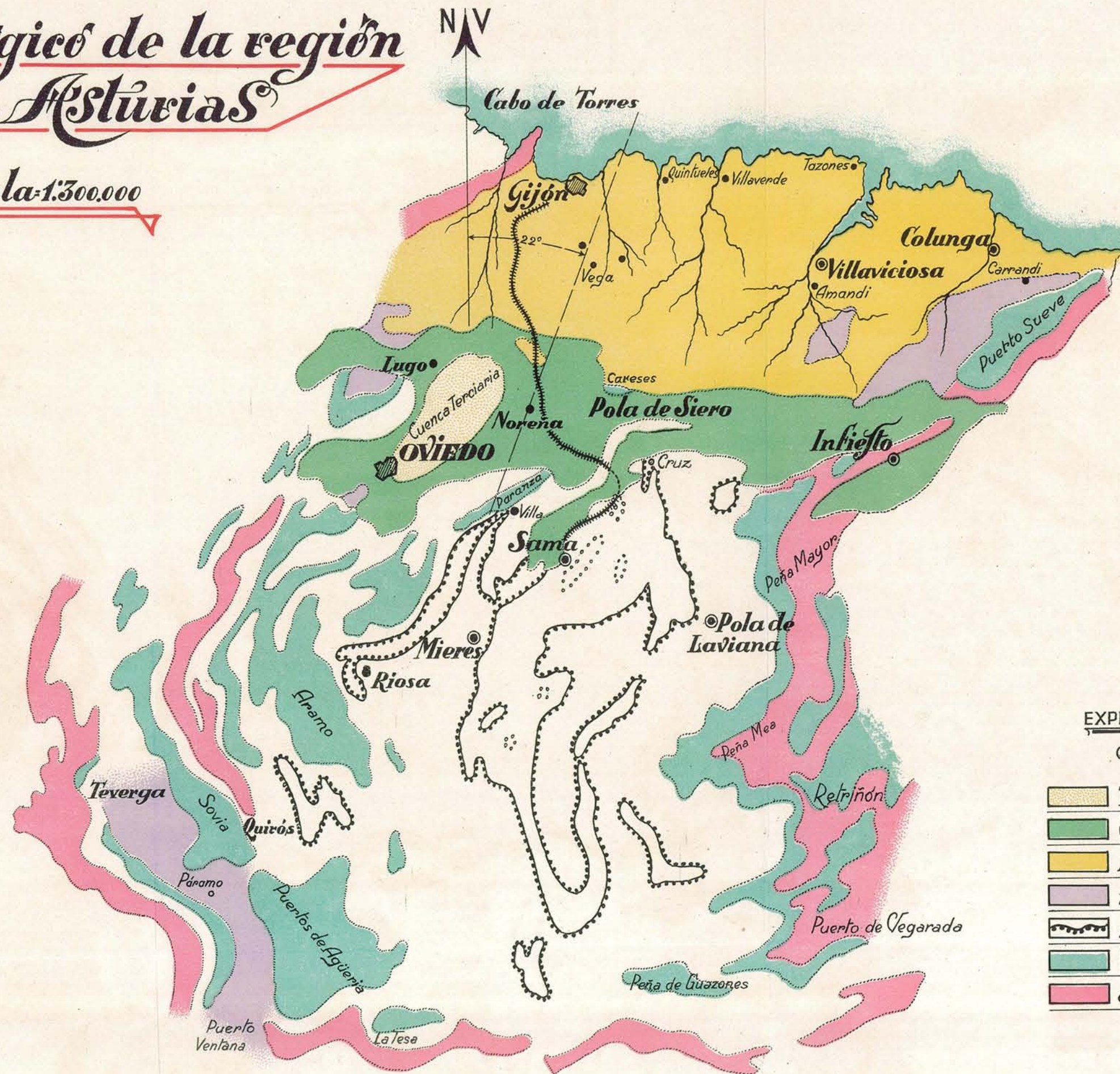
---



# Croquis geológico de la región central de Asturias

Escala 1:300.000

Lámina 1.<sup>a</sup>

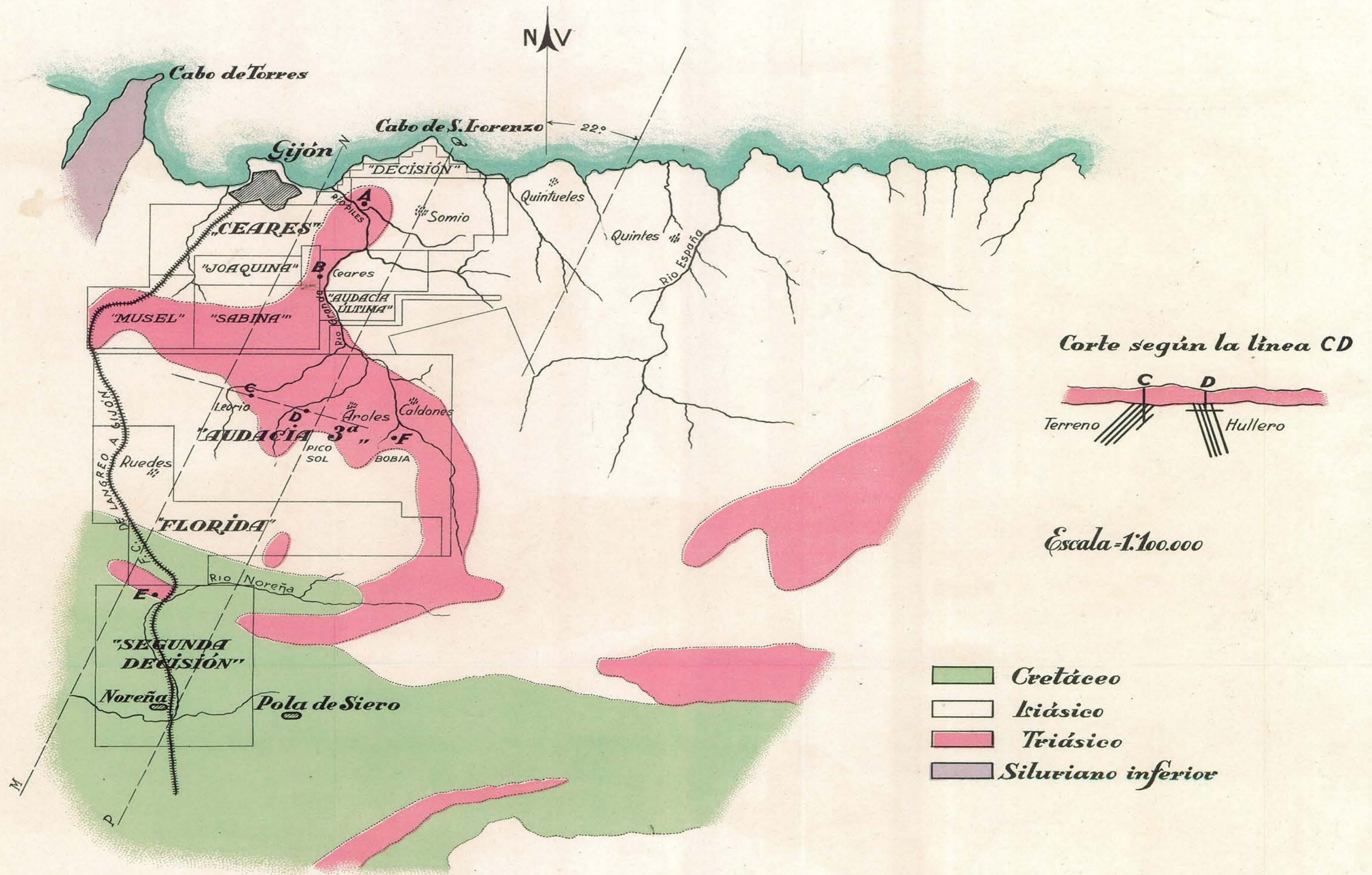


## EXPLICACIÓN

-  Terciario
-  Cretáceo
-  Lias y Trias
-  Hullero superior
-  Pudingas del Hullero medio
-  Caliza dinantiense
-  Siluriano inferior

# Croquis geológico de Gijón, Siero y Villaviciosa

Lámina 2<sup>a</sup>



P. L A I N E

## ATMOSFERA DE LA MINA

GASES MEFITICOS PRESENTES EN ELLA. SU ORIGEN. DETECCION DE LAS DIVERSAS ATMOSFERAS CREADAS Y MEDIOS PARA TRABAJAR EN SU SENO

### *Atmósfera*

Se denomina así a la envolvente gaseosa de la tierra, conocida general y vulgarmente por aire.

La composición de la atmósfera es casi constante en todas partes, aun en los más diversos lugares, como en una ciudad, en el campo, al nivel del mar, en lo alto de una montaña, etc. Únicamente en las grandes alturas el porcentaje del Nitrógeno crece a expensas del oxígeno, pero en las cotas medias normales la composición del aire puro y seco puede tomarse como sigue:

|                           | <u>En volumen</u> | <u>En peso</u> |
|---------------------------|-------------------|----------------|
| Oxígeno... ..             | 20,9 %            | 23,20%         |
| Nitrógeno... ..           | 79,1 %            | 76,8 %         |
| Anhídrido carbónico... .. | 0,03%             | 0,04%          |

El análisis anterior no es exacto, toda vez que se da como Nitrógeno los cinco gases inactivos Helio, Argon, Cripton, Neon y Xenon. De todos estos gases, el único que entra en proporciones relativamente importantes en la composición del aire, es el Argon, que está en la proporción de 0,93%. Los restantes están presentes

en pequeñísimas proporciones que varían desde una milésima por ciento para el Neon hasta 6 diez millonésimas por ciento para el Xenon, en volumen. Todos ellos son inertes al par del Nitrógeno, por lo que en la práctica se le pueden equiparar.

La composición de la atmósfera se mantiene constante gracias a los fenómenos naturales que se equilibran. El proceso del metabolismo animal y la combustión, consumen oxígeno con producción de anhídrido carbónico y vapor de agua. En cambio el anhídrido carbónico es absorbido por los vegetales que desprenden oxígeno asimilando el carbono, oxígeno que reemplaza así el consumido en el primer proceso.

En la superficie, el viciamiento local de una atmósfera como ocurre en las grandes concentraciones habitadas e industriales, se corrige por el proceso natural de difusión, auxiliado energicamente por la acción de los vientos.

Como en cambio en la mina los agentes naturales de la purificación no existen, la contaminación de su atmósfera, a lo que contribuyen una porción de causas, hace que pueda diferir mucho de la composición normal.

El primer hecho que debemos registrar como posible, y por el que todos los elementos presentes en la mina laboran constantemente, es el empobrecimiento local de su atmósfera en oxígeno.

El respirar una atmósfera deficiente en oxígeno, siempre que la reducción del mismo no vaya acompañada con la presencia de gases nocivos por otros conceptos, no produce efecto fisiológico alguno mientras el porcentaje de  $O_2$  no baje del 15%. Realmente mientras exista en la atmósfera un 10% de oxígeno ésta es respirable; verdad es que la respiración se hace anhelosa y que la estancia prolongada en ella acarrea el agotamiento. A medida que los porcentajes de oxígeno disminuyen, los diversos síntomas se desarrollan rápida y traidoramente y el paciente está expuesto a sufrir inopinadamente serios trastornos en su integridad física y mental. La actividad del sistema nervioso se disminuye, la inteligencia se ofusca, los sentidos se embotan, la visión se oscurece y la respiración comienza a faltar. Los primeros músculos afectados son los de las extremidades inferiores, impidiendo la huida, y a su vez son afectados inmediatamente los músculos de los brazos y cuello.

La respiración de una atmósfera que contenga tan sólo 2% de oxígeno, causa la inconsciencia en menos de un minuto. La ausencia total de oxígeno produce la inmediata inconsciencia sin previo aviso.

Es, pues, muy peligroso aventurarse en atmósferas posiblemente defectuosas en oxígeno, como las habituales en lugares en que existen acumulaciones de grisú, incluso tan sólo el introducir la cabeza en campanas o coladeros en que la acumulación del grisú haya hecho que el porcentaje de oxígeno sea escaso, ya que puede causar la inconsciencia sin previo aviso.

## MANANTIALES DE IMPURIFICACION DE LA ATMOSFERA DE LA MINA

La atmósfera de la mina está constantemente impurificada por muy distintas causas. El grado de alteración en su composición depende de causas locales, y por tanto puede ser muy variable, al extremo de que si en una mina bien ventilada su atmósfera tiene una composición muy análoga a la del exterior, ya que los aportes de aire fresco arrastran consigo los gases mefíticos producidos en el interior, en una mina mal ventilada, o en la que su ventilación sufra una alteración importante, su atmósfera puede llegar a ser irrespirable, explosiva o venenosa.

Los agentes de impurificación de la atmósfera de una mina, son :

- 1.º Gases desprendidos por el carbón y los estratos adyacentes.
- 2.º Gases producidos por la oxidación del carbón y demás materias orgánicas, madera, etc.
- 3.º La respiración de hombres y animales y la combustión de las lámparas.
- 4.º Gases producidos por la descomposición de los explosivos.
- 5.º La combustión espontánea del carbón y rellenos.
- 6.º Producción de polvo de carbón y roca.
- 7.º Explosiones de grisú y polvo de carbón.

### 1.º GASES DESPRENDIDOS POR EL CARBON Y ESTRATOS ADYACENTES

El carbón y los estratos adyacentes al mismo contienen gases que se desprenden al ser arrancado el carbón, y a veces también durante mucho tiempo después de extraído el mismo.

No ha sido posible encontrar una relación entre la composición química del carbón y el volumen y naturaleza de los gases que emite; siendo extremadamente variable, sobre todo en lo que a volumen se refiere, el desprendido por distintas clases de carbones. En algunos casos el volumen de los gases desprendidos

por un trozo de carbón, es muchas veces mayor que el del mismo carbón, habiendo llegado a ser 100 veces.

La manera en que están contenidos los gases en el carbón es materia muy debatida e interesante, pero que no entra dentro del cuadro que me he trazado. Basta consignar el hecho.

La manera de desprenderse los gases contenidos en el carbón puede ser de alguna de las tres siguientes, o de varias de ellas:

a) En forma gradual. Manando de las superficies libres del carbón.

b) En forma de manantiales soplantes.

c) En forma explosiva o desprendimientos instantáneos.

#### a) *En forma gradual*

Casi todos los carbones desprenden gases en mayor o menor cantidad, produciendo un silbido característico al desprenderse.

Normalmente, los gases desprendidos son: Metano, Anhidrido carbónico, Nitrógeno y Oxígeno. Generalmente el Metano forma la inmensa mayor parte del conjunto, estando generalmente entre el 95 y 98 por 100 del total.

La cantidad de gas desprendido varía considerablemente según la clase de carbón y los accidentes geológicos más cercanos.

Del resultado de muchas y variadas observaciones puede afirmarse que las variaciones de la presión atmosférica no afectan al desprendimiento de gases por el carbón. Si se tiene en cuenta la considerable presión que el gas tiene en el carbón, presión que en algunos casos ha llegado a ser de 32 atmósferas, en comparación con las variaciones de la presión atmosférica, siempre pequeñas, las variaciones barométricas han de resultar insignificantes y por tanto prácticamente sin efecto frente a aquéllas. El acrecentamiento de la proporción de grisú registrada en la vuelta de viento de algunas minas, coincidiendo con el descenso barométrico, y que ha dado lugar a que se creyera en relación con el desprendimiento de gases, obedece siempre a la presencia de minados y trabajos antiguos sin rellenar y sin aislar del resto de la mina. En efecto, en minas con amplios minados sin rellenar y sin aislar, en épocas de altas presiones acumulan en los mismos, gases en gran cantidad. Al sobrevenir un descenso de presión, la dilatación de los gases contenidos en los minados, invaden las labores en actividad, determinando los aumentos de grisú registrados.

b) *Manantiales soplantes*

Los manantiales soplantes se caracterizan por una descarga continua de gas, que frecuentemente surge al exterior por una grieta del terreno, saliendo a grandes presiones y persistiendo durante mucho tiempo, a veces años.

La composición del gas desprendido de estos manantiales es muy variable; a veces contiene grandes porcentajes de anhídrido carbónico, pero en general es el metano el dominante.

El análisis de varios manantiales de minas inglesas, arroja la siguiente composición:

Metano del 83,1% al 98,2%.

Nitrógeno del 1,3 al 14,2%.

Anhídrido carbónico del 0,3 al 2,1%.

Un manantial captado en una mina inglesa, destinado a surtir de grisú a la correspondiente estación de ensayos, tiene la siguiente composición:

Metano 95,8%. Anhídrido carbónico 0,9%. Oxígeno 0,3%. Nitrógeno 3%.

El volumen de gases que dan estos manantiales es a veces enorme, habiendo sido posible captar algunos que, convenientemente canalizados y conducidos a la superficie son utilizados como combustible.

c) *Desprendimientos instantáneos*

Esta manera de desprender gases se caracteriza distinguiéndose principalmente de la anterior por su carácter temporal más o menos extraordinario.

Son fenómenos instantáneos y violentos, generalmente acompañados de grandes proyecciones de carbón y polvo. Estos desprendimientos instantáneos suelen ser producidos en el propio carbón, sin que sean excepcionales los provenientes de los hastiales. Generalmente es el grisú el gas desprendido aunque a veces domine el anhídrido carbónico, que puede llegar a ser el único componente.

La manera de producirse es cuestión de discusión aún; lo que sí parece seguro es que se ve facilitada su existencia por los accidentes geológicos locales, y también por las presiones instantáneas del techo de las capas. De todos modos no es nuestro objeto indicar cómo se producen, sino los gases que por ello se producen.

## 2.º GASES PRODUCIDOS POR LA OXIDACION DEL CARBON Y DEMAS SUBSTANCIAS ORGANICAS (MADERAS, ETC.)

Se entiende por oxidación la combinación química de diversas sustancias con el oxígeno, acompañada de producción de calor más o menos acentuada, y resultando cuerpos distintos a los primeramente en presencia.

El carbón, en presencia de oxígeno, reacciona con él, con desprendimiento de calor y anhídrido carbónico.

Si la reacción se produce en condiciones de que el calor originado se disipe al mismo tiempo de generarse, la temperatura de la masa no aumenta ni se produce llama.

En realidad la oxidación y la combustión son dos fenómenos idénticos desde el punto de vista térmico. En ambos se produce la misma cantidad de calor por unidad de materia oxidada, no diferenciándose más que en la velocidad de reacción.

Todos los carbones son oxidables en mayor o menor grado cuando se exponen a la acción del aire a las temperaturas ordinarias, y esta reacción es de gran importancia ya que a ella deben achacarse las grandes pérdidas de oxígeno en la atmósfera de la mina, así como el incremento en el porcentaje de anhídrido carbónico presente en la misma.

La acción del aire sobre el carbón es muy complicada, siendo influenciada por la composición del propio carbón en cada caso. Parte del oxígeno del aire se combina con el carbón para formar anhídrido carbónico, parte se combina con el hidrógeno formando agua, y parte es absorbido por el propio carbón, dando lugar a compuestos más oxigenados que los que tenía el carbón con anterioridad. Además, dada la capacidad de absorción de gases que tiene el carbón, tanto el oxígeno como el anhídrido carbónico formado, son a su vez absorbidos por el mismo.

La oxidación del carbón juega un importante papel en la producción de combustiones espontáneas, dada la elevación de temperatura que procura.

Además de la producción de  $\text{CO}_2$ , ya indicada, la oxidación del carbón puede producir pequeñas cantidades de óxido de carbono y de hidrógeno sulfurado. Estos gases se presentan más generalmente en las combustiones espontáneas del carbón y materias carbonosas, que en el caso que nos ocupa.

La madera, sujeta a descomposición lenta, y en su caso a putrefacción más o menos acentuada por la presencia de bacterias parasitarias, puede producir, y de hecho produce anhídrido car-



bónico e hidrógeno sulfurado, pero en minas bien ventiladas la impurificación producida por esta causa es despreciable completamente.

Así mismo, las aguas estancadas en trabajos antiguos medio hundidos, pueden producir hidrógeno sulfurado en mayor o menor cantidad, ya que éste es un gas que se presenta en toda clase de putrefacción de materias orgánicas.

### 3.º GASES PRODUCIDOS POR LA RESPIRACION ANIMAL Y COMBUSTION DE LAMPARAS

Durante la respiración de hombres y animales, se absorbe oxígeno con desprendimiento de anhídrido carbónico y agua. La impurificación de la mina por este concepto es doble. Uno por absorción de oxígeno disminuyendo el porcentaje del mismo. Otro, por aumento en el porcentaje de anhídrido carbónico presente en la atmósfera. En las condiciones normales, la función respiratoria absorbe más cantidad de oxígeno que devuelve en el contenido en el anhídrido carbónico, y la relación del oxígeno contenida en este último gas al oxígeno absorbido por el cuerpo humano varía en los alrededores de 0,8 a 0,9.

La cantidad de oxígeno absorbido y la del anhídrido carbónico devuelto, depende de ciertos factores, de los que el más importante es la intensidad del trabajo que se ejecute. El cuadro que se incluye a continuación se refiere a la respiración de un hombre normal en distintas condiciones de trabajo, expresando los consumos en litro por minuto:

|                          | O <sub>2</sub><br>Consumido | CO <sub>2</sub><br>Devuelto | Aire<br>Consumido | Volumen de<br>una inspiración |
|--------------------------|-----------------------------|-----------------------------|-------------------|-------------------------------|
| Tumbado. . . . .         | 0,237                       | 0,197                       | 7,7               | 0,457                         |
| En pie. . . . .          | 0,328                       | 0,264                       | 10,4              | 0,612                         |
| Andando 3,2 k. por hora. | 0,780                       | 0,662                       | 18,6              | 1,27                          |
| Andando 4,8 k. por hora. | 1,065                       | 0,992                       | 24,8              | 1,53                          |
| Andando 6,4 k. por hora. | 1,595                       | 1,395                       | 37,3              | 2,06                          |
| Andando 7,2 k. por hora. | 2,005                       | 1,788                       | 46,5              | 2,52                          |
| Andando 8 k. por hora.   | 2,543                       | 2,386                       | 60,9              | 3,14                          |

Según Haldane, tomando como unidad el consumo de aire de un hombre trabajando, la lámpara de seguridad consume 0,33 y una caballería consume 2,66; es decir, que una caballería con-

sume justamente doble cantidad de aire que el minero con su lámpara.

De lo anteriormente expuesto se deduce que la impurificación de la atmósfera de la mina por la respiración de hombres y animales y la combustión de las lámparas, apenas tiene influencia en la de una mina bien ventilada, alcanzando el consumo de oxígeno o el incremento de  $\text{CO}_2$  según Payman y Statham a ser el 0,02% del aire introducido.

#### 4.º GASES PRODUCIDOS POR LA DESCOMPOSICION DE LOS EXPLOSIVOS

La explosión de los barrenos está siempre acompañada de la producción de humos de muy variada composición, dependiendo claro está, de la primitiva composición del explosivo y de su forma de descomposición.

De todas maneras, como residuos gaseosos de la explosión pueden encontrarse los siguientes gases: Anhídrido carbónico, vapor de agua, óxido de carbono, hidrógeno, nitrógeno y óxidos nitrosos, y cuando hay azufre el anhídrido sulfuroso y el hidrógeno sulfurado.

No es posible determinar el grado de impurificación de una atmósfera por los gases de una explosión de barrenos, dependiendo de la cantidad de explosivo puesta en juego, del modo de descomposición del mismo y de la actividad de la ventilación en el lugar de que se trate. Pero de todas maneras la presencia de varios gases venenosos en los productos gaseosos de una pega, hacen peligrosas las atmósferas después de ella.

En la Brigada de Salvamento de Langreo, hemos procedido en el año 1930 a efectuar una serie de ensayos de atmósferas creadas por los gases de descomposición de explosivos, ensayos incluidos en el siguiente cuadro:

| N.º de barrenos | Núm. de cartuchos de |             |           |                  | Metros mecha | Gases registrados %. |                |      |          | OBSERVACIONES                                                        |
|-----------------|----------------------|-------------|-----------|------------------|--------------|----------------------|----------------|------|----------|----------------------------------------------------------------------|
|                 | Goma 1.ª             | Roja núm. 1 | Negra 3.ª | Seguridad núm. 7 |              | CO <sub>2</sub>      | O <sub>2</sub> | CO   | Nitrosos |                                                                      |
| 9               | 35                   |             | 18        |                  | 16           | »                    | »              | 0,05 | 0,0      | Pegás en galerías en estéril y en encerrado.                         |
| 10              | 35                   |             | 10        |                  | 18           | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 8               | 36                   |             | 8         |                  | 13           | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 8               | 32                   |             | 8         |                  | 11           | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 9               | 35                   |             | 18        |                  | 16           | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 10              | 35                   |             | 10        |                  | 18           | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 8               | 36                   |             | 8         |                  | 13           | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 8               | 32                   |             | 8         |                  | 11           | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 1               | 6                    |             | 3         |                  | 2            | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 3               |                      | 12          |           |                  | 3            | »                    | »              | 0,00 | 0,0      |                                                                      |
| 6               |                      |             | 3         | 13               | 6            | 0,80                 | 20             | 0,50 | 0,0      |                                                                      |
| 1               |                      |             | 5         |                  | 1            | »                    | »              | »    | 0,0      |                                                                      |
| 1               | 6                    |             | 3         | 5                | 2            | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 1               |                      |             | 5         |                  | 1            | »                    | »              | »    | 0,0      |                                                                      |
| 6               |                      |             | 3         | 13               | 6            | 0,80                 | 20             | 0,50 | 0,0      |                                                                      |
| 4               |                      |             | 2         | 17               | 5            | »                    | »              | 0,30 | 0,0      | Pegás en carbón en encerrado. Chimeneas, coladeros, sobreguías, etc. |
| 2               |                      |             | 1         | 5                | 2            | 0,32                 | 20             | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 4               |                      |             | 2         | 17               | 5            | 0,50                 | 20,2           | 0,10 | 0,0      |                                                                      |
| 2               |                      |             |           | 8                | 3            | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 2               |                      |             |           | 8                | 3            | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 4               |                      |             | 2         | 17               | 5            | »                    | »              | 0,30 | 0,0      |                                                                      |
| 2               |                      |             | 1         | 5                | 2            | 0,32                 | 20             | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 4               |                      |             | 2         | 17               | 5            | 0,50                 | 20,2           | 0,10 | 0,0      |                                                                      |
| 5               |                      |             | 2         | 5                | 5            | 0,30                 | »              | 0,04 | 0,0      |                                                                      |
| 9               |                      |             |           | 24               | 12           | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 6               |                      |             |           | 15               | 8            | »                    | »              | 0,00 | 0,0      |                                                                      |
| 9               |                      |             |           | 24               | 12           | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |
| 6               |                      |             |           | 15               | 8            | »                    | »              | 0,00 | 0,0      |                                                                      |
| 5               |                      |             | 2,5       | 5                | 5            | 0,30                 | »              | 0,04 | 0,0      |                                                                      |
| 10              |                      |             |           | 30               | 12           | »                    | »              | 0,05 | 0,0      |                                                                      |

Humos procedentes de pegás en talleres.

De 30 ensayos efectuados, en tres no se ha podido comprobar la existencia de óxido de carbono, y sí en los 27 restantes. De los tres casos en que no había óxido de carbono, dos se refieren a humos procedentes de la pega del taller Colás, piso 80, particularmente bien ventilado, y el otro a la pega en la galería del Serradero 200, que ha dado resultados positivos en otros casos.

De todos modos, el hecho de encontrar óxido de carbono en 27 casos de 30 analizados, justamente el 90% del total de ellos, indica un hecho muy digno de tenerse en cuenta.

El porcentaje de óxido de carbono, lo hemos encontrado variando entre los límites de 0,05 a 0,50%.

Según análisis hechos en Norte América, se ha encontrado el CO en proporciones de 2,38 y 4,56% en análogas condiciones.

En cambio, ni nosotros en la Brigada ni en los análisis Americanos que he visto, se ha acusado la presencia de óxidos nitrosos.

Si se tiene en cuenta que cuando el CO está en una atmósfera en proporción de 0,5% puede causar la muerte en 20 a 30 minutos, se comprenderá la importancia del hecho registrado.

## 5.° COMBUSTION ESPONTANEA DEL CARBON Y RELLENOS

El efecto inmediato de la combustión espontánea del carbón o rellenos carbonosos, es el inmediato descenso del porcentaje de oxígeno presente en la atmósfera, con incremento del correspondiente al anhídrido carbónico y óxido de carbono.

Ya hemos indicado que todos los carbones se oxidan fácilmente a la temperatura ordinaria, y esta reacción que es muy lenta en estas condiciones, si la radiación del calor no es lo suficientemente intensa, procura una elevación de temperatura de la masa que a su vez acrecienta la velocidad de reacción, dando lugar por último a la aparición de luz y calor, es decir, de llamas.

No vamos a discutir la forma en que se produce la combustión espontánea del carbón, los diversos factores que en ello intervienen. Es cuestión muy discutida y a ello ha dedicado amplio espacio nuestro compañero Sánchez Arboledas en su libro "Incendios y Fuegos Subterráneos".

El primer efecto que causan en la atmósfera de una mina las combustiones espontáneas en su estado incipiente, es la elevación de su temperatura con aumento del estado higroscópico de la misma. En estados más avanzados empiezan a notarse gases aro-

máticos, producto de la destilación del carbón, que aunque no venenosos pueden acarrear graves consecuencias si se respiran durante mucho tiempo. Por otra parte, estos humos o gases siempre están acompañados por la presencia, a veces en gran cantidad, del óxido de carbono. También puede presentarse el hidrógeno sulfurado, tan venenoso o más que el CO, ya que la descomposición de las piritas en presencia de carbón caliente fuera de la acción del aire, produce grandes cantidades de SH<sub>2</sub>.

Pero en fin, los gases característicos de un principio de combustión espontánea son el CO<sub>2</sub> y sobre todo el CO, con la correspondiente absorción de O<sub>2</sub>.

Por ello la relación  $\frac{\text{CO producido}}{\text{O}_2 \text{ absorbido}}$  puede, y de hecho indica, el principio de una combustión espontánea; al menos cuando indica variación, es índice de una oxidación anormal del carbón.

Según Graham, esta relación varía con la temperatura y el tiempo, como sigue:

| Temperatura<br>en centígrados | Tiempo en horas | $\frac{\text{CO}}{\text{O}_2}$ |
|-------------------------------|-----------------|--------------------------------|
| 20°                           | 21              | 0,5                            |
| 20°                           | 145             | 0,7                            |
| 30°                           | 24              | 0,7                            |
| 30°                           | 96              | 1,0                            |
| 50°                           | 24              | 1,1                            |
| 50°                           | 96              | 1,1                            |
| 70°                           | 24              | —                              |
| 70°                           | 96              | 2,0                            |
| 100°                          | 48              | 1,5                            |
| 100°                          | 96              | 2,6                            |
| 140°                          | 24              | 6,0                            |
| 140°                          | 96              | 7,0                            |

En una palabra, la detección del óxido de carbono tiene una importancia capital en la investigación de combustiones espontáneas.

## 6.º PRODUCCION DE POLVO DE CARBON Y ROCA

La presencia del polvo es normal en la atmósfera, pero su concentración varía enormemente, desde un mmgrms. por m<sup>3</sup> en el campo, a mucho más grandes proporciones en centros industriales.

La atmósfera de la mina, por su limitación y por la gran producción de polvo que tiene lugar en los diferentes trabajos del interior, puede tener grandes proporciones de éste. Ello acarrea dos clases de peligro: uno, el de explosión del polvo de carbón, otro, los efectos fisiológicos del polvo sobre el organismo humano.

La respiración del polvo de carbón no ofrece peligros para el ser vivo, pudiendo ser respirado impunemente. Según Haldane, animales expuestos en atmósferas cargadas con grandes cantidades de polvo de carbón en suspensión, respirando ésta durante varias horas, llegan a tener los pulmones cargados con enorme cantidad de polvo sin que se presenten efectos nocivos. El solo hecho de respirar aire puro hace que el polvo vaya siendo eliminado sin dejar rastro alguno, hasta llegar a la completa normalidad después de cierto tiempo. No es conocido aún el proceso de eliminación del polvo, y por tanto lo que pueda estimularlo.

En cambio, la respiración de polvo de roca, sobre todo si es silicioso, conduce a resultados desastrosos. No se conocen realmente las causas de ello, pero el resultado es real. Hay quien considera que las formas agudas y de bordes cortantes que ofrecen las partículas de polvo silicioso, son la causa de los efectos registrados en los tejidos pulmonares. Pero Haldane ha hecho observar que se producen los mismos efectos con polvos siliciosos de bordes redondeados, obtenidos por precipitación química. Otros investigadores apuntan la idea de una función tóxica sobre los tejidos.

Sea lo que sea, el hecho es que la presencia de polvo en la atmósfera de la mina es fuente de peligros reales, ya para la salud o para la seguridad debido a su explosibilidad.

## 7.º EXPLOSIONES DE GRISU Y POLVO DE CARBON

La composición de la atmósfera de la mina después de una explosión de grisú o polvo de carbón, varía con la proporción de los elementos consumidos por la misma, de su violencia y del porcentaje de oxígeno que había anteriormente.

Cuando el grisú se encuentra en proporción superior a 9,5% aun cuando sea en algún rincón aislado, y la explosión es completa, como quiera que no hay bastante oxígeno para la total combustión del grisú, aparece como producto de la explosión el óxido de carbono y el hidrógeno.

El siguiente análisis da idea de la composición de una atmósfera después de un explosión de grisú:

| <u>Gases</u>                | <u>Antes de la<br/>expl osión</u> | <u>Después de<br/>la explosión</u> |
|-----------------------------|-----------------------------------|------------------------------------|
| Metano... ..                | 12,50%                            | 0,38%                              |
| Nitrógeno... ..             | 69,37%                            | 79,09%                             |
| Anhídrido carbónico. ... .. |                                   | 6,09%                              |
| Oxígeno... ..               | 18,13%                            | 0                                  |
| Oxido de carbono. ... ..    |                                   | 7,74%                              |
| Hidrógeno... ..             |                                   | 6,70%                              |

Las explosiones o llamaradas locales producidas por el grisú acumulado en campanas y coladeros, producen siempre atmósferas análogas a la indicada, ya que, en general, en la parte alta de los mismos, la proporción de grisú suele ser muy elevada.

La atmósfera creada por explosión de polvo de carbón, es análoga a la indicada, sólo que puede aparecer algún otro gas procedente de la destilación del polvo de carbón.

El siguiente análisis se refiere a una atmósfera posterior a una explosión de polvo de carbón:

|                        |        |
|------------------------|--------|
| Acido carbónico... ..  | 11,25% |
| Oxido de carbono... .. | 8,15%  |
| Oxígeno... ..          | 1,15%  |
| Hidrógeno... ..        | 2,75%  |
| Metano... ..           | 2,95%  |
| Nitrógeno... ..        | 73,75% |

Los datos que se dan a continuación están sacados del resultado de 88 análisis de atmósferas después de explosiones de grisú y polvo de carbón, procedentes del Bureau of Mines de Estados Unidos de América.

|                                |                          |         |
|--------------------------------|--------------------------|---------|
| El porcentaje menor de oxígeno | registrado ha sido el de | 0,37 %  |
| » mayor de anhídrido carbónico | »                        | 18,04 % |
| » » Nitrógeno                  | »                        | 83,45 % |
| » » Metano                     | »                        | 2,88 %  |
| » » Etileno                    | »                        | 1,31 %  |
| » » Hidrógeno                  | »                        | 5,45 %  |
| » » Oxido de carbono           | »                        | 11,66 % |
| » menor de Oxido de carbono    | »                        | 2,10 %  |

Por lo anterior puede verse lo verdaderamente tóxica que es una atmósfera posterior a una explosión, la que contiene siempre el óxido de carbono en proporciones fatales. A este gas se deben siempre el mayor número de víctimas a consecuencia de las explosiones en las minas.

#### ATMOSFERAS CREADAS EN EL INTERIOR DE LA MINA. SU DETECCION Y MANERA DE TRABAJAR EN SU SENO

Hemos pasado una ligera revista a todos los agentes que contribuyen en el interior de la mina a impurificar su atmósfera, indicando de paso cuáles son los gases a que dan lugar las diversas reacciones. Después de ello es fácil darse cuenta que todos y cada uno de ellos tienden a crear un tipo de atmósfera determinado, imposible de existir aislado en la mina, aunque sí adquiriera un carácter predominante sobre los demás, según sean los agentes que en el momento y en el lugar dominen.

Los tres tipos principales que podemos encontrar en una atmósfera de mina suficientemente impurificada son:

- a) Atmósfera explosiva.
- b) Atmósfera irrespirable.
- c) Atmósfera venenosa.

Nos ocuparemos brevemente de cada una de ellas.

#### ATMOSFERA EXPLOSIVA

Los mineros la distinguen diciendo que *hay gas* aludiendo al metano, que es casi único constituyente.

En efecto, en general, casi el único gas de propiedades explosivas presente en la atmósfera de la mina es el metano. En algunos casos aislados se han encontrado pequeñas proporciones de Etano  $C_2H_6$  y Etileno  $C_2H_4$  y aun se han encontrado trazas de propano  $C_3H_8$  y butano  $C_4H_{10}$  y óxido de carbono. Pero análisis realizados por prestigiosas personas, dan por resultado encontrar



como único constituyente el metano  $C H_4$ . Recientemente Graham y Shaw han publicado análisis en que excepcionalmente han encontrado Hidrógeno en proporción de 0,2%. Prácticamente, pues, se puede tomar como metano puro el constituyente único de una atmósfera explosiva.

Debemos distinguir entre metano y grisú. Llamaremos metano al gas químicamente puro, entendiendo por grisú el gas tal y como se le encuentra en la mina, impuro y mezclado a otros varios en mayor o menor proporción.

El metano es más ligero que el aire (0,559 de densidad, siendo 1,0 la del aire). Por razón de su ligereza el grisú tiende a acumularse en las partes altas de la mina, campanas, coladeros, etcétera, pero contrariamente a lo que se cree, una vez mezclado uniformemente con el aire no se separa de él espontáneamente.

El metano es un gas combustible y en determinadas proporciones forma mezcla detonante con el aire. Arde en el aire con una llama azulada y pálida, formando anhídrido carbónico y agua, pero con falta de oxígeno arde dando óxido de carbono, hidrógeno y agua. Es irrespirable cuando no tiene oxígeno mezclado en cantidad suficiente, pero no es venenoso. Haldane y Atkinson dicen que una atmósfera formada de 80% de grisú y 20% de oxígeno ha sido respirada por hombres durante cinco minutos sin producir síntomas anormales, y un ratón ha respirado la misma atmósfera durante tres cuartos de hora a una hora, igualmente con impunidad absoluta.

La combustión del grisú es cebada por una elevación de temperatura en un punto de su masa durante cierto tiempo. El tiempo transcurrido se conoce con el nombre de retardo a la inflamación. La temperatura inicial para producir la combustión varía con el porcentaje de grisú presente en el aire, según puede apreciarse en el siguiente cuadro correspondiente a la elevación de temperatura producida por compresión adiabática, según Dixon:

|                                    |   |      |      |      |      |      |      |      |      |
|------------------------------------|---|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Metano por ciento                  | { | 2    | 3,4  | 6,5  | 7,6  | 8,1  | 9,5  | 11   | 14,7 |
| Temperaturas en grados centígrados | { | 810° | 665° | 512° | 510° | 514° | 525° | 539° | 565° |

Es de notar que la temperatura mínima de inflamación no corresponde a la mezcla de grisú y aire de combustión perfecta (9,45%), sino a la mezcla de 7 a 8% de grisú presente en el aire, con 510 a 512°.

Si la mezcla es cebada por una superficie caliente, en lugar de serlo por compresión adiabática, la temperatura inicial de ig-

nición o explosión se incrementa según el siguiente cuadro relativo a la temperatura de ignición de la mezcla explosiva en contacto con una superficie caliente de cuarzo, según Mason y Wheeler:

|                   |   |      |      |      |      |      |      |      |      |
|-------------------|---|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Metano por ciento | { | 2    | 3    | 4    | 5,9  | 7    | 8    | 10   | 14,3 |
| Temperatura en °  | { | 711° | 700° | 696° | 695° | 697° | 701° | 714° | 742° |

De ello podemos deducir que la explosión de una atmósfera explosiva, es capaz de cebarse si una superficie cualquiera que se pone en su contacto alcanza una temperatura de 650° como mínimo, mientras que la compresión adiabática de la mezcla desde la presión atmosférica hasta la de 60 a 70 atmósferas, es capaz de cebar la explosión desde la temperatura de 510°. Y segundo, que la temperatura mínima de explosión de una mezcla de aire y grisú, no se obtiene con la mezcla que corresponde a la combustión perfecta, que debe desarrollar el mayor efecto calorífico de la combustión y que corresponde al porcentaje de 9,45% de grisú, sino que tiene lugar para las mezclas de 7 a 8% de este gas.

En las condiciones en que se desarrolla el trabajo en el interior de la mina, la mezcla explosiva puede ser cebada por las siguientes causas:

- 1.° Cebada por llamas.
- 2.° Cebada por superficies calientes:
  - a) Telas metálicas de lámparas.
  - b) Conductores eléctricos calientes.
  - c) Chispas entre herramientas y roca.
  - d) Por fricción entre rocas o superficies metálicas.
  - e) Por carbón incandescente.
- 3.° Cebada por chispas eléctricas.
- 4.° Cebadas por explosivos.

Mucho habría que hablar de todas estas formas de cebarse las explosiones de grisú, pero nos limitamos a indicarlás por no ser este nuestro fin.

La mezcla explosiva presenta la propiedad del retardo a la inflamación, no sólo en función de la temperatura, sino del porcentaje de grisú. No obstante la temperatura inicial tiene una capital importancia. Así, la temperatura de 1.200 grados inflama todas las mezclas explosivas de aire y grisú desde 6 a 12% de este gas, en menos de un quinto de segundo.

A la temperatura mínima de inflamación que corresponde se-

gún hemos visto a cada uno de los porcentajes de grisú, el retardo a la inflamación es el indicado a continuación, según Naylor y Wheeler:

|                                        |      |      |      |     |      |     |
|----------------------------------------|------|------|------|-----|------|-----|
| Metano %.....                          | 4,8  | 6,8  | 8,7  | 9,8 | 12,1 | 14  |
| Retardo a la inflamación en segundos.. | 14,8 | 18,1 | 15,3 | 9,3 | 6,8  | 5,2 |

Los límites entre los que se efectúa la explosión, varían también con diversos factores, entre otros:

- La dirección seguida por la llama.
- Las dimensiones de la vasija que contiene la mezcla.
- La presión inicial de la misma.
- La temperatura inicial de ella.

Efecto de la dirección de propagación de llama en los límites de inflamabilidad en un tubo cerrado de 2 metros de largo y 5 centímetros de diámetro:

| <u>Dirección de propagación</u> | <u>Límite inferior</u> | <u>Límite superior</u> |
|---------------------------------|------------------------|------------------------|
| Ascendente                      | 5,4%                   | 14,8%                  |
| Horizontal                      | 5,4%                   | 14,3%                  |
| Descendente                     | 6,0%                   | 13,4%                  |

Límite de inflamabilidad en tubos de varios diámetros.

| <u>Diámetro del tubo en m/m</u> | <u>Límite inferior</u>          | <u>Límite superior</u> |
|---------------------------------|---------------------------------|------------------------|
| 50                              | 5,40%                           | 14,3 %                 |
| 25                              | 5,80%                           | 13,3 %                 |
| 9                               | 7,80%                           | 11,6 %                 |
| 8,1                             | 8,30%                           | 10,9 %                 |
| 7,2                             | 8,45%                           | 10,6 %                 |
| 5,6                             | 8,50%                           | 10,5 %                 |
| 4,5                             | 9,95%                           | 9,95%                  |
| 3,6                             | No hay propagación de la llama. |                        |

Como se ve, en tubos de 4,5 m/m de diámetro la única mezcla capaz de ser explosiva es la que tiene 9,95% de grisú, que contiene más metano que la que corresponde a la combustión perfecta (9,45%). En tubos de diámetro inferior a 4,5 m/m. no hay propagación de la llama. Esta propiedad fué la descubierta por Davy y que sirve de fundamento a la protección contra el grisú, de toda clase de aparatos capaces de producir chispas y llamas.

Efecto de la presión inicial de la mezcla en los límites de inflamabilidad:

| <u>Presión inicial<br/>en m m de mercurio</u> | <u>Límite inferior</u> | <u>Límite superior</u> |
|-----------------------------------------------|------------------------|------------------------|
| 120                                           | 8,75%                  | 9,40%                  |
| 200                                           | 6,30%                  | 11,50%                 |
| 300                                           | 6,10%                  | 12,40%                 |
| 760 (presión normal)                          | 6,0 %                  | 13 %                   |
| 1250                                          | 6,05%                  | 13,15%                 |
| 2900                                          | 6,20%                  | 13,60%                 |
| 4650                                          | 6,40%                  | 14,05%                 |

Influencia de la temperatura inicial de la mezcla en los límites de inflamabilidad:

| <u>Temperatura inicial<br/>en grados Cg.</u> | <u>Límite inferior</u> | <u>Límite superior</u> |
|----------------------------------------------|------------------------|------------------------|
| 20°                                          | 6 %                    | 13,40%                 |
| 100°                                         | 5,45%                  | 13,50%                 |
| 200°                                         | 5,05%                  | 13,85%                 |
| 300°                                         | 4,40%                  | 14,25%                 |
| 400°                                         | 4 %                    | 14,70%                 |
| 500°                                         | 3,65%                  | 15,35%                 |
| 600°                                         | 3,35%                  | 16,40%                 |
| 700°                                         | 3,25%                  | 18,75%                 |

Como se ve, los límites de inflamabilidad no son afectados por las variaciones de presión y temperatura posibles en una mina, aunque la explosión de barrenos puede determinar su influencia en este sentido, ya que se pueden alcanzar fácilmente presiones y temperaturas locales y más o menos instantáneas del orden de las indicadas anteriormente. Por ello se recomienda no dar fuego a los barrenos cuando haya más de 2% de grisú en la atmósfera.

La quietud o turbulencia de la atmósfera explosiva, tiene también su influencia relativa. Así, por ejemplo, la atmósfera creada dentro de una bomba esférica de 4 litros de capacidad, y cuyo límite inferior de inflamabilidad era 5,6% de grisú estando la atmósfera en calma, bajó a 5% de grisú cuando se creó una cierta turbulencia en su interior con un pequeño ventilador que daba 1.800 revoluciones por minuto. Pero si las revoluciones del ventilador llegan a ser 3.000 por minuto, sólo se puede conseguir con

la atmósfera de 5,6% de grisú una llama corta y alargada, pero sin explosión.

Las explosiones de mezclas detonantes de aire y grisú, producen presiones elevadas cuyo valor puede apreciarse en el cuadro siguiente, que se refiere a explosiones de aire y grisú cebadas en el interior de una bomba esférica de 16 litros de capacidad, en su centro y con chispa eléctrica:

| <u>Grisú por ciento</u> | <u>Presión en K. por centímetro cuadrado</u> |
|-------------------------|----------------------------------------------|
| 6,05                    | 2,88 k.                                      |
| 6,85                    | 4,49 k.                                      |
| 7,80                    | 6,04 k.                                      |
| 8,80                    | 6,86 k.                                      |
| 9,80                    | 7,16 k.                                      |
| 10,80                   | 7,01 k.                                      |
| 11,90                   | 6,61 k.                                      |
| 12,80                   | 5,96 k.                                      |

La detección de las atmósferas explosivas puede hacerse de dos maneras distintas. Una, cualitativa con el único y exclusivo fin de registrar la presencia del grisú y aun estimar groseramente su proporción, y otra cuantitativa, estimando exactamente el porcentaje de grisú presente.

Según el fin que cumplan, los detectores pueden clasificarse como Grisúscopos o Grisúmetros.

### *Grisúscopos*

El Grisúscopo más corrientemente usado es la lámpara de seguridad de gasolina. La llama de esta clase de lámparas sufre un alargamiento en presencia de una atmósfera grisúosa, rodeándose de un aureola azul pálido, que no es discernible mientras no se oculte la parte brillante y luminosa de la llama. El alargamiento de la llama es de muy difícil apreciación, ya que puede obedecer a un calentamiento de la lámpara o a una defectuosa regulación de la mecha. Se aprovecha, pues, la existencia de la aureola regulando la mecha muy baja hasta hacer desaparecer la parte brillante de la llama. En estas condiciones la proporción de 1% de grisú, da un aureola de 8 m/m. de altura, muy difícil de apreciar hasta para personas prácticas. De una manera general se

puede asegurar que la aparición de la aureola de una manera clara y precisa, sin lugar a dudas, no ocurre hasta la proporción de 2% de grisú. La principal ventaja de este tipo de lámparas es el apagarse previa explosión interna en la lámpara misma, sin comunicar la explosión al exterior siempre que esté en perfectas condiciones, al llegar la atmósfera al límite de inflamación. Esto, advierte al portador del peligro, sin que en ello haya tomado parte alguna la voluntad del minero. Es decir, que la lámpara funciona en este caso como grisúscopo automático.

Desgraciadamente es materialmente imposible el mantener en excelente estado de seguridad la totalidad de las lámparas de gasolina de una lampistería, sobre todo si tiene a su cargo muchas lámparas. No conozco datos de Estadísticas Españolas, ni siquiera sé si las hay; pero las Estadísticas Francesas son elocuentes en este aspecto. Desde 1.º de Enero de 1904 a 1.º de Enero de 1930, es decir, en el transcurso de 26 años, se han imputado en Francia a las lámparas de gasolina la responsabilidad de 28 inflamaciones de grisú, con 139 muertos y 69 heridos.

Por otra parte, la operación reputada por todo el mundo no solo como peligrosa, sino como la más peligrosa de la mina, la pega de barrenos, no causó en Francia en este mismo lapso de tiempo más que 10 inflamaciones de grisú con 19 muertos y 21 heridos.

Con esto parece demostrarse que la lámpara de seguridad de gasolina es un aparato francamente peligroso, y que la sustitución de ellas por lámparas eléctricas es una necesidad universalmente sentida.

La lámpara eléctrica es más económica de entretenimiento que la de gasolina, aun cuando el importe de instalación de una lampistería eléctrica sea mayor que el de una de gasolina. En el Fondón, en donde hay una lampistería eléctrica de 450 lámparas funcionando desde hace 28 meses, el precio de coste por lámpara y día en el transcurso de dos años ha sido el siguiente:

|                                               |          |           |
|-----------------------------------------------|----------|-----------|
| Mano de obra empleada en la lampistería.      |          | 7.934,60  |
| Energía eléctrica empleada en lámparas .      | 746,40   |           |
| Repuesto de varios materiales . . . . .       | 6.184,80 |           |
| Descontado a obreros . . . . .                | 1.501,95 |           |
| Líquido de almacén de efectos varios. . . . . | 4.682,85 |           |
| Total importe de almacén. . . . .             |          | 5.429,25  |
| TOTAL GENERAL. . . . .                        |          | 13.3 3,85 |

Se han dado en este tiempo unas 90.000 jornadas de trabajo para el total de lámparas, ya descontando los días de huelga y

un 7% de lámparas que hayan dejado de trabajar por faltar el obrero que la lleva.

De esta manera resulta el siguiente precio de coste:

|                                                          | Cts.         |
|----------------------------------------------------------|--------------|
| Coste por lámpara y día en concepto de mano de obra..... | 0,088        |
| Coste por lámpara y día en concepto de efectos varios... | 0,060        |
|                                                          | 0,148        |
| <i>Coste total por lámpara y día.....</i>                | <i>0,148</i> |

Es decir, unos 15 céntimos diarios por cada lámpara. Las lámparas de gasolina gastan hoy alrededor de 11 a 12 céntimos solo en concepto de efectos de almacén, gasolina y piezas de repuesto, que, unidos a los 8,8 céntimos de mano de obra por lo menos, dan un total de 20 céntimos por lámpara y día.

Como se ve, siendo la diferencia de costo por lámpara y día de 0,05 pesetas, el beneficio obtenido en un año de trabajo será de 15 pesetas, lo que supone amortizar la lampistería completa en poco más de tres años.

No obstante, la sustitución completa de las lámparas de gasolina por las eléctricas no podrá hacerse en absoluto mientras no exista un grisúscopo que, presentando al menos la misma seguridad de las lámparas eléctricas, sea tan eficiente como la de gasolina para la detección de atmósferas explosivas.

La automaticidad y la seguridad de empleo son las dos condiciones que debe poseer el referido detector.

Muchos esfuerzos se han venido haciendo en estos últimos tiempos, y aunque la cuestión no está resuelta aún, al menos para los grisúscopos automáticos (para los grisúmetros sí lo está), va camino de serlo. La mayor parte de los grisúscopos tienen su fundamento en el cambio de coloración o de conductibilidad eléctrica que sufre un filamento de platino calentado débilmente por una corriente eléctrica, al quemar el grisú contenido en una atmósfera explosiva, en presencia de un catalizador.

Algún otro, emplea la propiedad que ofrece el grisú de atravesar los tabiques porosos.

De todos ellos el que parece haber alcanzado mejor la realización práctica es el Wetterlicht. Se funda este grisúscopo, y le llamo así aunque tiene pretensiones de grisúmetro, porque la estimación del porcentaje de grisú se hace por la coloración que toma un filamento de platino y por tanto sujeta a grandes errores, ya que no sólo interviene la apreciación personal, sino que para

un mismo operador las pequeñas diferencias de coloración son imposibles de apreciar. Su fundamento es el siguiente:

Un filamento de platino en forma de U lleva consigo en la parte redondeada de la U una masa de musgo de iridio que sirve de catalizador para la combustión del grisú. Por él puede pasar una corriente eléctrica gracias a la maniobra de un interruptor, que hace que el filamento de platino alcance una temperatura de 250°. A esta temperatura el grisú que necesita para su combustión una mínima del orden de 500° se quema gracias a la acción catalítica del musgo de iridio. A la temperatura de 250° el filamento de platino que está apenas al rojo sombra en las ramas rectas de la U, en la zona que lleva el musgo de iridio permanece negro a causa de las rugosidades que presenta su superficie.

Cuando el aire contiene una proporción de 1% de grisú, la combustión del mismo cebada por el catalizador, hace que el filamento de platino tome todo él la coloración rojo sombra acusando la presencia del grisú. Cuando la proporción es de 4%, la U de platino se pone enteramente al rojo vivo, y aun con mayores proporciones de grisú alcanza el blanco resplandeciente.

El grisúscopo ofrece una seguridad absoluta, ya que la U de platino está encerrada en un recipiente cilíndrico cuya superficie lateral está constituida por cuádruple tamiz de 144 mallas.

Desgraciadamente, el aparato carece de automaticidad, ya que su funcionamiento está subordinado a la maniobra de un interruptor, es decir a la voluntad del operador, que además debe mirar con atención el filamento detector.

Algún otro grisúscopo pretende la automaticidad por la fusión de un filamento de platino puesto en serie con la bombilla de la lámpara, gracias a la elevación de temperatura que procura la combustión del grisú, apagándose entonces la lámpara que se encuentra fuera de circuito.

Los aparatos fundados en este principio no solamente presentan el inconveniente de servir para una única estimación, sino que su automaticidad no ha podido lograrse ya que el filamento de platino acaba por fundir por sí solo en el aire puro con poco más de media hora de uso, con lo que al verse obligados a ponerle un interruptor que ponga en circuito el referido filamento cada vez que se trate de hacer una estimación, para alargar su vida, se pierde la automaticidad que se quería conseguir.

Otro, pretende aprovechar la propiedad del grisú en relación con las materias porosas, encerrando un filamento calentado



eléctricamente en el interior de una capacidad de paredes porosas. El grisú que penetra en ésta, se quema al contacto del filamento creando una diferencia de presión entre el interior y el exterior del recipiente. Un manómetro diferencial, siempre que esta diferencia de presiones llegue a alcanzar cierta magnitud, cierra el circuito eléctrico de una bombilla colocada al exterior, que al encenderse acusa la presencia del grisú.

Este aparato desgraciadamente, aun no ha llegado a ser realidad práctica. Existe otro, que lleva adosado a la lámpara eléctrica otra de gasolina de reducidas dimensiones, que se enciende por medio de un filamento calentado por la corriente eléctrica cada vez que se trata de estimar la presencia y proporción de grisú, reuniendo en sí las ventajas de las lámparas eléctricas y las de gasolina, aunque también sus inconvenientes.

En la Estación de Ensayos de Montlucon, tienen en estudio y construcción un grisúscopo fundado en el siguiente principio:

Un filamento de platino calentado eléctricamente a 250° y provisto de un catalizador conveniente capaz de quemar el grisú a esta temperatura, al ser introducido en una atmósfera grisúosa y quemar el grisú, experimenta, dada la diferencia de temperatura sufrida, una variación en su resistencia eléctrica, que puede hacer, si está debidamente escogido, que la corriente que por él circula sufra una variación de intensidad de 2%, cuando la proporción de grisú varía de 0 a 2%. Un interruptor automático puesto en serie con el circuito del filamento de platino capaz de saltar con una variación de la intensidad de 2%, puede cerrar el circuito de una bombilla exterior que advierta al portador la naturaleza de la atmósfera que le rodea. El aparato no está realizado aún, al menos que yo sepa, pero estoy al cuidado para en cuanto sea un hecho poder ensayarlo.

### *Grisúmetros*

Todos los grisúmetros eléctricos que conozco, excepto uno, son sencillamente aparatos de laboratorio más o menos simplificados, pero de transporte difícil y manejo complicado, siendo por tanto poco prácticos para la mina.

Sólo os citaré los principios en que se fundan algunos.

Aparatos que aprovechan las propiedades de paredes porosas.

Aparatos que aprovechan los análisis por combustión.

Refractómetro interferencial.

De todos ellos sólo os citaré el refractómetro interferencial, que mide el índice de refracción del aire que se analiza con relación al índice del aire puro, deduciendo de ello el porcentaje de grisú, y que constituye un notable aparato de laboratorio construido por Zeiss.

El grisúmetro eléctrico práctico por excelencia, es hasta la fecha, el construido por la Estación de Ensayos de Montluçon, del que en Asturias hoy ya varios ejemplares.

Su fundamento científico es el siguiente:

Un puente de Wheastone formado por cuatro filamentos de platino idénticos, al que se le aplica una fuerza electromotriz que ponga los filamentos a una temperatura suficiente para quemar el grisú a su contacto; tiene dos de los lados opuestos del puente encerrados herméticamente en el interior de un tubo que contiene aire puro, y los otros dos están en el interior de otro en el que se introduce el aire que ha de ser objeto del análisis, por medio de una pera de goma provista de válvulas. Si el aire a analizar contiene grisú, al hacer pasar la corriente por el puente por medio de un interruptor, arde el grisú en contacto con los filamentos, que por esta razón sufren una variación en su resistencia eléctrica al ser calentados por la combustión.

El puente de Wheastone se encuentra desequilibrado, y una corriente pasa por su diagonal que lleva intercalado un microamperímetro que mide la intensidad de la misma.

La intensidad de la corriente que pasa por la diagonal del puente es, pues, proporcional a la temperatura tomada por los filamentos de platino, y por tanto a la cantidad de grisú presente en la muestra de aire. El microamperímetro puede estar dividido de manera que su lectura dé directamente porcentajes de grisú. De hecho, las indicaciones de él, son milésimas de grisú.

El aparato está adosado a voluntad sobre un pie de madera para laboratorio, o sobre una lámpara eléctrica. Las dimensiones de la caja que contiene el grisúmetro son  $124 \times 62 \times 34$  m/m. Su peso es poco mayor del de una lámpara ordinaria, y su facilidad de transporte es tal, que quien os habla no usa en la mina otra lámpara, transportándola por todos los talleres.

En tres meses de uso constante, aun sigue virgen de la primera reparación. En cuanto a las condiciones de seguridad se pueden apreciar fácilmente por lo siguiente. La única comunicación con el exterior está hecha en el tubo que sirve de recipiente para el aire a analizar y se logra por el intermedio de 8 agujeros de 0,5 m/m. de diámetro y 5 de longitud; de ellos, 4 sirven

para la introducción del aire y otros 4 para salida del mismo al introducir una nueva muestra. La superficie de paso que presentan los agujeros, corresponde al 78,5% de la que presenta una tela metálica de 144 mallas, y si recordamos que en un tubo de 3,6 m/m. de diámetro no se propaga la inflamación, se verá el alto grado de seguridad que presenta.

En suma, lo considero la realización práctica del grisúmetro que reúne las tres condiciones siguientes: Seguridad absoluta, transporte fácil y exactitud minuciosa. Si a esto se añade el que está unido a una fuente de luminosidad incomparable a la de las lámparas de gasolina, poniendo en cambio el inconveniente de su mayor peso, bastante notable, se tendrán las cualidades distintivas del grisúmetro de que os hablo.

Cuatro palabras más para terminar con la cuestión de atmósferas explosivas. Ultimamente he visto publicado en una revista lo siguiente:

Al parecer, la incorporación a la lámpara de gasolina con mecha redonda, precisamente redonda ya que con mecha plana no se obtienen resultados, de una perla de bórax impregnada de cloruro sódico insertada en la mecha a unos 7 m/m. por encima de su extremo, proporciona una aureola en presencia del grisú, apreciable desde la proporción de una milésima, francamente apreciable desde 4 milésimas en adelante con aureola de 10 a 15 m/m de alto.

El descubrimiento se debe a un señor alemán, Von Rosen, y estamos gestionando la adquisición de esas perlas de bórax para ensayarlas y ver su resultado.

En atmósferas explosivas, que solo tengan este carácter, se puede entrar sin más precauciones que las necesarias a fin de no cebar su combustión.

### *ATMOSFERAS IRRESPIRABLES*

Por atmósferas irrespirables hemos de entender aquellas incapaces de sostener la vida animal y la combustión, siendo inexplorables.

Esta clase de atmósfera se crea siempre por defecto de oxígeno y exceso de gases irrespirables.

La primera atmósfera irrespirable que se ocurre pensar tratándose de una mina, es la creada por exceso de grisú. La mezcla de aire con 30% de grisú hace ésta irrespirable por el solo hecho

de rebajar el porcentaje de oxígeno a los alrededores de 14%, pero es inexplosible.

No obstante, la clásica atmósfera irrespirable, la que los mineros distinguen diciendo que *hay ácido* es la creada por el doble juego de la disminución de oxígeno y la presencia del anhídrido carbónico, llamado comúnmente ácido carbónico.

Recordemos los manantiales de producción de anhídrido carbónico:

- 1.° Respiración de hombres y animales y combustión de lámparas.
- 2.° Desprendido por el propio carbón.
- 3.° La oxidación del carbón y materias orgánicas (madera, rellenos carbonosos).
- 4.° La acción de las aguas más o menos ácidas sobre los carbonatos.

Muchos de estos fenómenos se efectúan gracias a un consumo de oxígeno, que hace que el nitrógeno aumente su proporción en el aire, aparte del nitrógeno que el carbón puede desprender de su masa, haciendo la atmósfera cada vez más pobre en oxígeno.

Los efectos fisiológicos de una atmósfera tal, son la consecuencia de su doble composición. El defecto de oxígeno ya hemos visto los efectos que produce. El anhídrido carbónico produce los siguientes:

El primer síntoma es la estimulación de los centros respiratorios, aumentando el número de respiraciones por minuto. Este fenómeno sirve para mantener constante el porcentaje de  $\text{CO}_2$  en los alveolos pulmonares. Basta un pequeño aumento en la producción de  $\text{CO}_2$  en la sangre arterial, motivado por algún ejercicio o trabajo, para que inmediatamente se produzca un aumento del número de respiraciones por minuto, que trata de expulsar en la expiración el exceso de anhídrido carbónico.

Con aumento de 0,5% de  $\text{CO}_2$  presente en el aire, se nota un ligero pero perceptible aumento de la frecuencia respiratoria. Cuando está en la proporción de 2%, el aumento de la frecuencia respiratoria es el 50% superior a lo normal; con 3% se dobla, aunque el sujeto no trabaje. Estos porcentajes no causan efecto nocivo alguno, únicamente si con la proporción de 3% hay que efectuar un trabajo muscular, el anhelo se traduce rápidamente en fatiga. Con 6% se producen violentas palpitaciones llegando al agotamiento rápidamente, y la atmósfera que contiene 10% sólo puede ser respirada durante pocos minutos, pues produce palpitaciones muy violentas empezando a turbarse los sentidos.

Por encima de 10% tiene efectos narcóticos, y con 25% puede ser causa de muerte después de varias horas.

Los efectos de respirar la atmósfera con *el ácido* de los minerales, son una mezcla de los reseñados anteriormente y los de la falta de oxígeno.

El anhelo se debe a la presencia del anhídrido carbónico, así como el color azulado que toma la cara y sobre todo los labios. Después de ello, los síntomas de la deficiencia de oxígeno dominan. La pérdida de la claridad mental, la falta de fuerza en las extremidades inferiores, etc., se deben a la falta de oxígeno.

El detector por excelencia de esta clase de atmósferas es la lámpara de gasolina, insustituible hoy por hoy en ese aspecto. En efecto, la lámpara de gasolina es incapaz de arder mucho antes de que la atmósfera sea peligrosa para la vida animal.

El siguiente cuadro nos lo manifiesta claramente, con una lámpara sin regulación de mecha, salvo al empezar la experiencia.

| Composición de la atmósfera |                      | Tanto por ciento de luz<br>dada por la lámpara |
|-----------------------------|----------------------|------------------------------------------------|
| % de oxígeno                | % de CO <sub>2</sub> |                                                |
| 20,93                       | 0,05                 | 100                                            |
| 20,66                       | 0,25                 | 90                                             |
| 20,34                       | 0,52                 | 77                                             |
| 19,88                       | 0,88                 | 66                                             |
| 19,34                       | 1,26                 | 41                                             |
| 18,92                       | 1,71                 | 27                                             |
| 18,28                       | 2,17                 | 11                                             |
| 18,01                       | 2,40                 | Extinción.                                     |

Para circular en medio de este tipo de atmósferas no existe más aparato que el de auto respiración con oxígeno comprimido.

## ATMOSFERAS VENENOSAS

Desgraciadamente, los gases que en la mina pueden producir este tipo de atmósferas, son extremadamente tóxicos al extremo de que porcentajes de gas insignificantes pueden acarrear consecuencias desastrosas e irreparables.

Los principales son: Hidrógeno sulfurado, Anhídrido sulfuroso, óxidos nitrosos y óxido de carbono.

### *Hidrógeno sulfurado*

Su aparición en la mina debe achacarse a las siguientes causas:

- 1.º Al carbón calentado fuera del contacto del aire (Incendios tabicados).
- 2.º A la descomposición de algunos explosivos con azufre.
- 3.º Como producto de putrefacción de materias orgánicas.

El hidrógeno sulfurado es un tóxico violento. En pequeñísimas proporciones produce dolores de cabeza y sueño. Escuecen los ojos, a lo que sigue invariablemente la conjuntivitis, y aparecen como resultados frecuentes las bronquitis. En proporciones mayores produce depresión, inconsciencia, estupor y la muerte.

El límite inferior en que el hidrógeno sulfurado deja de ser tóxico, no ha sido bien determinado, pero parece que está en los alrededores de 0,005%. En proporción de 0,06 a 0,1% produce serias complicaciones en pocos minutos, y en mayor proporción, la muerte rápidamente. Es el gas más tóxico que puede presentarse en la mina, y con él debe tenerse especial cuidado al destabicar incendios antiguos.

Es muy importante recordar que este gas que tiene un olor francamente repulsivo (a huevos podridos), olor que destaca aún en pequeñísimas proporciones que no pueden cifrarse casi, cuando está en mayor concentración destruye el sentido del olfato de tal manera que, una persona puede permanecer en una atmósfera peligrosísima por su presencia, sin darse cuenta de ello.

Como detector de este gas, puede utilizarse un papel impregnado con acetato de plomo y humedecido, que se ennegrece a su contacto.

Para entrar en atmósferas en que esté presente el hidrógeno sulfurado, puede utilizarse el filtro tipo "All Service", que describiremos después, a condición de que haya suficiente oxígeno en la atmósfera, o en su defecto el aparato de auto respiración con oxígeno comprimido.

### *Anhídrido sulfuroso*

Puede encontrarse en la mina por la oxidación de sulfuros (piritas) o por la descomposición de explosivos que contengan azufre.

Es un gas muy irritante, sobre todo para los ojos y conductos

respiratorios. En la proporción de 0,02% hace francamente molesta la respiración.

Se reconoce gracias a su olor característico (tufo de pajuela), y en las atmósferas que lo contienen se entra con los mismos aparatos indicados anteriormente.

Es raro y excepcional encontrarlo en la mina en proporciones peligrosas.

### *Oxidos Nitrosos*

Se producen en las explosiones de algunas nitro-glicerinas, particularmente cuando hay deflagración o explosión incompleta.

Tienen un olor irritante, análogo a los vapores de ácido nítrico fumante. Su acción sobre los conductos respiratorios es irritante y altamente tóxica.

El primer efecto sobre el organismo es provocar una violenta tos, que pasa momentáneamente sin dejar rastro al parecer; pero al cabo de algunas horas, reaparecen los síntomas más graves, dependiendo su intensidad del tiempo y grado de exposición entre los humos. Según Haldane, la exposición durante media hora en una atmósfera que contenga 0,05% de óxidos nitrosos ( $\text{NO}_2$ ), aun cuando al paciente le hayan desaparecido los síntomas al ser retirado, causa la muerte por bronquitis en 24 horas.

Para detectar este gas se emplea papel impregnado de una mezcla de almidón y yoduro potásico, que vira al azul en contacto con él.

Se entra en las atmósferas que lo contienen con los aparatos ya citados.

### *Oxido de Carbono*

Es el gas venenoso más frecuente en la mina y al que por tanto se le debe mayor atención.

Su presencia en la mina puede obedecer a las causas siguientes:

- 1.º Oxidación del carbón y demás materias carbonosas.
- 2.º Descomposición de los explosivos.
- 3.º Combustiones espontáneas y fuegos tabicados.
- 4.º Explosiones de grisú y polvo de carbón.

La función venenosa del óxido de carbono se produce en la siguiente forma:

Normalmente, el oxígeno aspirado por la respiración se une

a la hemoglobina de la sangre formando la oxihemoglobina, compuesto inestable que se descompone abandonando el oxígeno al ponerse en contacto con los tejidos orgánicos reductores, manteniéndose así el proceso vital. La hemoglobina, que presenta una gran afinidad por el oxígeno, presenta una afinidad mucho mayor por el óxido de carbono, alrededor de 300 veces más. De ello se deduce que, cuando existe en el aire algo de óxido de carbono y se respira, es retenido y fijado por la hemoglobina formando un compuesto estable, la carboxi-hemoglobina, que va restando hemoglobina que tome parte en los cambios gaseosos que requiere la respiración animal. En suma, el hecho equivale a una disminución de la sangre presente en el cuerpo humano, o a una disminución del oxígeno del aire, con el inconveniente en este caso de no notarse sus efectos más que cuando hay ya cierta cantidad de hemoglobina fijada por el CO, con grave daño y sin que rápidamente se pueda eliminar.

Los síntomas del envenenamiento dependen, pues, de la cantidad de hemoglobina fijada por el óxido de carbono, en relación con la total del cuerpo humano, es decir, del porcentaje de hemoglobina saturada y apartada por decirlo así del proceso respiratorio.

Cuando el porcentaje de hemoglobina saturada aumenta; se van presentando los síntomas que se indican a continuación:

| <u>% de hemoglobina saturada</u> | <u>Síntomas</u>                                                                          |
|----------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------|
| 0 a 10                           | No hay.                                                                                  |
| 10 a 20                          | Pequeños dolores de cabeza. Dilatación de vasos de la piel.                              |
| 20 a 30                          | Dolores de cabeza, palpitaciones en las sienas.                                          |
| 30 a 40                          | Grandes dolores de cabeza, disminución de la visión, anhelo, náuseas y vómitos. Colapso. |
| 40 a 50                          | Lo mismo que antes, con mayor probabilidad de colapso.                                   |
| 50 a 60                          | Síncope, aumento de respiración y pulsación. Coma con convulsiones intermitentes.        |
| 60 a 70                          | Coma con convulsiones intermitentes, depresión del corazón, posible muerte inmediata.    |
| 70 a 80                          | Cese inmediato de respiración. Muerte.                                                   |

La hemoglobina que puede saturar el óxido de carbono depende de la concentración a que se encuentre y del tiempo que se respire la atmósfera que lo contiene. El siguiente cuadro da una idea de ello, según Sayers.



| <u>% de CO presente en el aire</u> | <u>Tiempo que se respira la atmósfera venenosa</u> | <u>% de saturación conseguido en la hemoglobina</u> |
|------------------------------------|----------------------------------------------------|-----------------------------------------------------|
| 0,02 a 0,03                        | 5 a 6 horas                                        | 25 a 30                                             |
| 0,04 a 0,06                        | 4 a 5 —                                            | 36 a 44                                             |
| 0,07 a 0,10                        | 3 a 4 —                                            | 47 a 53                                             |
| 0,11 a 0,15                        | 1,5 a 3 —                                          | 55 a 60                                             |
| 0,16 a 0,20                        | 1 a 1,5 —                                          | 61 a 64                                             |
| 0,20 a 0,30                        | 30 a 45 minutos                                    | 64 a 68                                             |
| 0,30 a 0,50                        | 20 a 30 —                                          | 68 a 73                                             |
| 0,50 a 1,00                        | 2 a 15 —                                           | 73 a 76                                             |

Es decir, que la respiración de una atmósfera que contenga 1% de CO, puede causar la muerte en un par de minutos, y que la permanencia en una atmósfera que contenga más de 1 por 1.000, puede poner en peligro la vida.

Para que se estime mejor la importancia de la presencia del óxido de carbono en una atmósfera, M. Delmas da la equivalencia del porcentaje de CO presente con la disminución de oxígeno que representa, sin tener en cuenta el inconveniente ya indicado anteriormente cuando se trata de la presencia de óxido de carbono.

| <u>% de óxido de carbono</u> | <u>Composición del aire que representa</u> |              |                   |
|------------------------------|--------------------------------------------|--------------|-------------------|
| 0,025                        | 17 %                                       | de Oxígeno y | 83 % de Nitrógeno |
| 0,05                         | 14 %                                       | —            | 86 % —            |
| 0,1                          | 10,5%                                      | —            | 89,5% —           |
| 0,2                          | 7 %                                        | —            | 93 % —            |
| 0,3                          | 5,3%                                       | —            | 94,7% —           |

Afortunadamente la acción del óxido de carbono sobre la hemoglobina es una reacción reversible, y basta para lograrlo colocar a la víctima en una atmósfera de oxígeno puro, con lo que paulatinamente se va descomponiendo la carboxi-hemoglobina.

#### *Detección del óxido de carbono.*

Durante mucho tiempo se ha creído que los animales pequeños, como ratones y pájaros, podían hacer de detectores de este gas, atribuyéndoles una sensibilidad para el CO mayor que la humana. Pero a raíz de varias ocasiones en que algunos hombres han sido molestados por el CO sin que pájaros o ratones hu-

biesen manifestado el menor síntoma de intoxicación, el Bureau of Mines de los EE. UU. procedió a estudiar la cuestión, encontrando que los pájaros y ratones sufrían los efectos del CO de manera muy variable.

Así, por ejemplo, se introdujo en una atmósfera que contenía dos milésimas de óxido de carbono, 12 canarios y seis ratones. De los 12 canarios, 5 estaban intoxicados a los dos minutos, 3 a los tres minutos, otros 3 a los seis minutos y 1 aguantó 35 minutos de permanencia en la indicada atmósfera. De los 6 ratones, 2 se intoxicaron a los seis minutos, 3 a los doce minutos, y 1 aguantó cuarenta minutos.

El gran margen que existe en los casos indicados, hace que estos animales no sirvan para detectores.

Por otra parte el CO es un gas de gran actividad química, y a ella se recurre para detectarle. Los métodos colorimétricos son evidentemente los únicos posibles para su empleo en la mina, y se han sugerido tres distintos. Con el cloruro paladioso, con el nitrato de plata amoniacal, y con el compuesto yodo-sulfúrico.

Los sistemas que emplean el cloruro paladioso y el nitrato de plata amoniacal, consisten en determinar el porcentaje de CO presente por el tiempo que tarda en cambiar el color del reactivo puesto en contacto con la atmósfera a ensayar.

El empleo del cloruro paladioso exige un personal relativamente práctico, pues no da resultados exactos más que si la mezcla del cloruro y del gas se hace en condiciones perfectamente determinadas. Además, su aplicación es bastante pesada por el tiempo que se emplea en la reacción, que es del orden de 3 minutos si el CO está en proporción de 1 milésima, de 6 minutos si está en la de media milésima.

El empleo del nitrato de plata amoniacal ofrece un viraje muy poco marcado, por lo que necesita un personal muy práctico en su empleo, y es de muy difícil apreciación aun a la luz de una lámpara eléctrica de mina.

El empleo del compuesto yodo-sulfúrico, aun cuando no es tan exacto como los anteriores, ofrece en cambio una porción de ventajas. Es instantáneo, ofrece un viraje francamente perceptible aun para personas poco prácticas, observable a la luz de una lámpara de mina, en todo caso eléctrica, y no requiere más que operaciones muy sencillas.

Su fundamento es el siguiente: A la temperatura de 80° el CO reduce el anhídrido yódico  $I_2 O_5$ , dejando libre yodo. Esta reac-

ción tiene lugar a la temperatura ordinaria, si se efectúa en presencia de ácido sulfúrico fumante.

Si en un tubo que contiene piedra pómez impregnada con ácido sulfúrico fumante y anhídrido yódico, se hace pasar una muestra de aire que contenga CO, éste reacciona dejando libre yodo que es a su vez fijado por el ácido sulfúrico dando una coloración azul verdosa. Esta coloración es tanto más intensa cuanto que la proporción de CO presente en el aire es más elevada. Su comparación con una escala colorimétrica establecida directamente, da el porcentaje de CO presente en la atmósfera analizada.

A veces, la piedra pómez que no sirve más que de vehículo, se substituye por sílice coloidal (gel de sílice), lo que aumenta la nitidez del viraje, ya que esta es más blanca que la piedra pómez, siempre algo grisácea.

El detector construído según este principio consiste en lo siguiente: Una pera de goma provista de dos válvulas de aspiración e impulsión respectivamente, aspira el aire del ambiente a través de un tubo que contiene carbón activo, despojándole de la humedad e impurezas, ya que la humedad altera el compuesto yodo-sulfúrico. La impulsión ejercida por la pera de goma, obliga al aire a pasar directamente a un tubo de cristal que contiene en su interior la mezcla detectora, que toma la coloración correspondiente. El tubo testigo que indica el porcentaje de CO según la coloración tomada por el reactivo, está construído para un volumen de aire determinado a través del mismo, equivalente a 10 operaciones con la pera de goma, de manera que basta ese número de movimientos para detectar el CO cuantitativamente. La detección cualitativa no requiere hacer pasar un volumen de aire determinado a través del reactivo, y por tanto basta apretar la pera un número de veces lo bastante elevado para poder asegurar que si en el reactivo no aparece el cambio de coloración, el CO no existe en la atmósfera.

La reacción del CO con el compuesto yodo-sulfúrico es reversible, de manera que al poco tiempo de haber sido utilizado un tubo y haber virado, se reoxida el yodo espontáneamente regenerándose el anhídrido yódico y desapareciendo el color verdoso. No obstante, los tubos de reactivo una vez utilizados, conservan durante cierto tiempo una sensibilidad mayor que la que les corresponde; por ello sus indicaciones cuantitativas pueden ser erróneas. La mejor manera de proceder consiste en detectar el CO cualitativamente con un tubo usado o no, y proceder cuantitativamente con un tubo nuevo completamente.

El aparato es muy práctico e inestimable para la detección del CO.

*Aparatos que permiten la estancia en atmósferas con óxido de carbono*

Aparte, naturalmente, de los aparatos de respiración automática con oxígeno comprimido, que permiten la estancia en cualquier tipo de atmósfera, existen en la actualidad aparatos filtros del aire respirado que protegen al portador contra los riesgos del óxido de carbono, y aun contra todos los gases presentes en la mina, a condición de que haya suficiente oxígeno en la atmósfera. El aparato más práctico hoy en uso, es el inventado en los EE. UU. de América y que denominan "All Service". Se funda en la retención de todos los gases venenosos excepto el CO, por materias capaces de fijarlos, y en la oxidación catalítica del CO que pasa a anhídrido carbónico, inocuo.

El catalizador empleado está formado de una mezcla de 40% de óxido de cobre y 60% de bióxido de manganeso. Actualmente se le añaden pequeñas proporciones de óxidos de magnesia, plata y cobalto.

Este catalizador, denominado *Hopcalita*, determina la combustión del óxido de carbono a expensas del oxígeno del aire, sin experimentar cambio alguno. Pero para que la reacción catalítica tenga lugar, es menester que el aire esté perfectamente seco, condición sin la cual no se efectúa, pues la humedad destruye la actividad de la hopcalita.

La hopcalita posee también un gran poder absorbente para los vapores orgánicos y los gases ácidos. Oxida el hidrógeno sulfurado convirtiéndole en sulfúrico, que transforma los óxidos de cobre y manganeso en sulfatos. Por ello se coloca en los filtros antes de la hopcalita, una materia capaz de retener esos gases, para impedir la destrucción de ella.

La transformación del CO en CO<sub>2</sub> desprende cuando se hace por la acción catalizadora de la hopcalita 3.034 calorías por litro de gas transformado. Si esta cantidad de calor no se perdiese por radiación, y el filtro se mantuviese a temperatura constante, la elevación de temperatura del aire que atraviesa la hopcalita sería de 52° por cada 1% de óxido de carbono presente en él. Afortunadamente la radiación dispersa la mayor parte del calor engen-

drado, y la temperatura del aire no empieza a ser molesta hasta que la proporción de óxido de carbono no llega al 2%.

La velocidad de la reacción catalítica es una función creciente con la temperatura. Según la cantidad de aire que atraviesa la hopcalita, existe un porcentaje de CO en cada caso, para el que la eficacia de la misma pasa por un mínimo, el cual corresponde al máximo porcentaje de CO capaz de atravesar la hopcalita sin elevar nada su temperatura, igualando el calor producido con las pérdidas por radiación. Si la temperatura de la hopcalita se elevase, la velocidad de reacción se aumentaría haciendo más eficaz el catalizador. El filtro llamado "All Service" consiste en lo siguiente:

Una caja metálica de forma rectangular redondeada en las esquinas, que tiene 95 centímetros cuadrados de sección y unos 19 centímetros de altura aproximadamente, posee en su fondo una válvula que al abrirse hacia el interior permite el paso del aire hacia el filtro, impidiendo su salida. El aire necesario para la respiración, absorbido por los pulmones, se ve así obligado a entrar por la parte inferior de la caja, y atravesarla toda ella antes de ser respirado. Encuentra en su camino ascendente las siguientes substancias:

400 cc. de carbón activo impregnado de sulfato de cobre destinado a retener los gases amoniacales y ciertos vapores orgánicos.

200 cc. de carbón activo ordinario que completa la absorción de vapores orgánicos.

200 cc. de piedra pómez sodada que retiene los gases ácidos.

Una capa de algodón filtrante que retiene humos y polvos.

200 cc. de cloruro de calcio fundido, que absorbe la humedad desecando el aire completamente.

300 cc. de hopcalita.

Una capa de algodón filtrante igual a la anterior.

Se observará que dado que la hopcalita no sufre variación al ejercer su acción catalítica, el filtro se llega a inutilizar, cuando el cloruro de calcio se satura de humedad, ya que entonces no efectúa la imprescindible desecación del aire. Siendo esta la causa de la falta de eficacia del aparato, al ir saturándose de humedad el cloruro de calcio, va al mismo tiempo aumentándose notablemente la resistencia que el aparato opone al paso del aire, y ello sirve para advertir al portador del mismo de que su aparato pierde eficacia.

La duración del filtro está fijada en dos horas, pero no obstante esto, se ha encontrado que con la proporción 0,5% de CO,

que corresponde a la mínima eficacia de la hopcalita para el gasto de 32 litros de aire por minuto, lo que a su vez significa una ventilación pulmonar bastante intensa, y con aire saturado de humedad, no se ha asfixiado un pájaro que respiraba la atmósfera después de atravesar el filtro, sino después de 10 horas.

Repetido el experimento para aire conteniendo 1% de CO y al estado higrométrico de 1/2, el pájaro permaneció vivo durante 32 horas.

Como se ve, el grado de eficacia es perfecto y el margen de seguridad amplísimo, ya que se fija la duración en dos horas.

Fundado en el mismo principio se ha construido un aparato de huida personal que permite escapar a las personas que, presentes en una explosión de grisú o polvo de carbón y no siendo alcanzadas por ella, puedan utilizar su aparato para atravesar atmósferas contaminadas por la presencia del CO.

El aparato, que tiene  $200 \times 95 \times 50$  milímetros de dimensiones máximas y que pesa 700 gramos, cabe perfectamente en un bolsillo de pantalón, está encerrado herméticamente en el interior de una caja de chapa soldada, cuyas dimensiones máximas son las citadas, así como el peso del conjunto.

Para utilizar el aparato, basta tirar de una anilla que lleva la tapa de la caja, desoldando ésta, y extraer de su interior el filtro provisto de bocal y pinza de nariz.

El aire que atraviesa este filtro, provisto de sus válvulas correspondientes, encuentra las materias siguientes:

Una capa de 6 m/m. de algodón absorbente, que retiene humos y polvo.

Una capa de cloruro de calcio fundido de 90 cc. y 8 m/m. de espesor, destinada a retener la humedad del aire.

Una capa hopcalita de 110 c. y 12 m/m de espesor.

Una última capa de algodón absorbente idéntica a la primera.

La duración del aparato está limitada a media hora, y su utilización reservada a las atmósferas contaminadas por el óxido de carbono exclusivamente, que son por otra parte las únicas posibles después de una explosión de grisú o polvo de carbón.

Mucho se podría seguir hablando de estas cuestiones.

Entre las más interesantes no dejan de ocupar su lugar el salvamento de víctimas envenenadas por el óxido de carbono por medio de atmósferas de oxígeno puro, de los que no he de indicar más que no producen efectos nocivos como no sea con una continuidad que en la práctica no puede darse, superior a dos días seguidos.

Hay costumbre en estos casos de presentar unas conclusiones a la consideración de todos.

No he de faltar yo a esa costumbre, aun cuando en el transcurso de este trabajo no se haya tratado de justificar las mismas. Que cada cual las justifique por lo escuchado en su totalidad.

1.º Pega de barrenos sin personal presente en la mina y por artilleros especializados.

2.º Proveer a los artilleros de aparatos de huída personal análogos a los descritos, o que cumplan el indicado fin.

3.º Utilización de los detectores de óxido de carbono por el procedimiento yodo-sulfúrico como medios de descubrir los incipientes fuegos espontáneos.

4.º El progresivo cambio de la mayor parte de las lámparas de gasolina por lámparas eléctricas, ya que, desgraciadamente, hoy por hoy, no se pueden proscribir en absoluto aquéllas.

5.º El sistemático registro del grisú en todas partes con el grisúmetro eléctrico construído en Montlucon, y que he descrito brevemente.

Sama de Langreo, Septiembre de 1932.

---

P. L A I N E

---

## PEGA ELECTRICA. -- DETERMINACION DE LA POTENCIA DE LOS EXPLOSORES

---

Por disposición de la Superioridad de 11 de Diciembre de 1931, no se puede emplear en minas grisuosas en el avance de guías en carbón en los barrenos perforados a los hastiales de las capas, más explosivos que los números 7, 7 bis, 7 ter., 5 bis y el número 11 no tarifado, llamados explosivos de seguridad para capas de carbón. De ellos, los que más Nitroglicerina tienen son el número 7, el 7 bis y el 7 ter., con 41,76%. La composición de todos ellos es muy análoga, diferenciándose del número 7 que conocemos, en que se sustituye en todos ellos (excepto en el número 11), parte del Nitrato Amónico por sales neutras como nitratos o cloruros, serrín y harina. Ello indica una potencia muy análoga para todos. Cabe suponer para el número 11 a base de Trinitrotolueno, nitrato amónico y perclorato potásico, con una sal inerte, una potencia análoga a las anteriores.

Por disposición del 17 de Abril del año corriente, se autoriza el empleo de explosivos ordinarios en el avance de guías de minas grisuosas, siempre que se cumplan ciertas condiciones, entre ellas, disparar los barrenos con pega eléctrica.

En su consecuencia, por la Brigada de Salvamento de Langreo se ha procedido a hacer ensayos de pega eléctrica en las condiciones de trabajo, enviando a las labores del Pozo *Fondón* 4 tipos distintos de explosores.

El resultado económico de la pega eléctrica es el siguiente:

Los cebos eléctricos cuestan hoy con 4,75 metros de conductores, y una carga equivalente a 0,80 gramos de fulminato de



mercurio, o sean análogos a nuestra cápsula quintuple, 58 pesetas el 100.

Sustituye el cebo eléctrico a lo siguiente:

|                                                                            |            |
|----------------------------------------------------------------------------|------------|
| Un metro de mecha ignífuga... .. .                                         | 0,175 pts. |
| Una cápsula óctuple (que habría que emplear con explosivos carbón)... .. . | 0,1175 —   |
| Un estopín tipo Español... .. .                                            | 0,131 —    |
|                                                                            | <hr/>      |
| Total... .. .                                                              | 0,4235 —   |

Si el estopín empleado fuese del tipo Francés, como su costo es de 0,211 pesetas en vez de 0,131 del Español, el importe ascendería a 0,5035 pesetas. De manera que en la pega eléctrica, cada barreno costará de 0,08 pesetas a 0,16 pesetas más que con la pega con mecha. Esto sin tener en cuenta el gasto de conductores para la línea de la pega, ni amortización de los explosores. Puede, pues, asegurarse que cada barreno costará al menos 0,17 pesetas más que en la actualidad. Como en general, en las guías no se dan más de 3 a 4 barrenos por metro de avance, subirá el precio del metro alrededor de 0,70 pesetas, lo que supone muy poco recargo en la explotación, toda vez que para transversales y guías completamente en estéril, en donde ya supondría problema más serio, puede utilizarse el explosivo número 2 que va bien en los tipos de roca corrientes, empleando la pega eléctrica únicamente para atravesar zonas de roca de excepcional cohesión, que son escasas.

La pega eléctrica va bien, siempre que al explosor no se le pida más de lo que puede dar. Si se le pide, aunque no sea más que un solo cebo más, el fracaso será rotundo.

En pocas palabras indicaré lo sucedido con los ensayos del *Fondón*.

Tenemos para ensayar 4 tipos distintos de explosores. Uno Belga, sin marca ni placa indicadora, muy parecido a otro tipo Schaffler clasificado por su placa para 3 a 5 cebos y que por analogía con éste se clasificó como él. Este Schaffler de que os hablo. Uno Siemens, según su placa capaz para 20 cebos. Y uno Ernst Brün, capaz según su placa para 25 cebos.

Conformándonos con estas clasificaciones se enviaron a la mina a trabajar con los resultados siguientes:

El pequeño sin marca se envió a la guía Perico 80 en la que ha estado prestando servicio disparando dos y tres cebos a una

distancia de 20 a 25 metros con línea de hilo de cobre de 1 m/m. de diámetro.

El Siemens (clasificado para 20 cebos) se envió a la guía Colás 80, en falla, en donde ha estado dando la pega a 6 y 8 tiros a una distancia de 20 a 25 metros con línea de hilo de cobre de 1 m/m. de diámetro.

El Ernst Brün (capaz para 25 tiros), se envió al transversal del tercer corte del 80 a dar la pega a 180 metros de distancia con línea de hilo de cobre de 1 m/m. de diámetro. El primer día se le pusieron 10 tiros en serie y los disparó perfectamente. El segundo día se le pusieron 13 tiros en serie, y de primera intención no sacó más que 3. Debo advertir que la pega la daba el electricista del Pozo en unión del transversalista, y aquél estaba debidamente impuesto y debo declarar que es hombre capaz y enterado de su profesión. Al notar por el ruido de la explosión que no habían salido todos los tiros, entraron de nuevo hasta el frente, volviendo a empalmar los 10 tiros que quedaban sin salir. Y volvieron a pegar de nuevo, saliendo tan sólo UN tiro. Volvieron a repetir la misma faena, para sacar a la tercera vez DOS tiros nada más. En vista de lo sucedido salieron a la calle a dar cuenta del hecho. Se les achacó falta de pericia, se les volvió a enseñar lo que debían hacer, aseguraron ellos que lo habían cumplido fielmente guardando toda clase de precauciones, etc., y se dispuso que a la mañana siguiente madrugasen a las seis de la mañana a acabar de dar la pega. Por la mañana se repitió la historia, acabando de dar la pega con grandes fatigas. Y por la tarde se volvió a repetir en la pega nueva. Y se repitió al otro día, y al siguiente, y se volvió a repetir aun cuando al explosor no se le pusieron ya más de diez cebos en serie. No se pudo conseguir que sacase más de CINCO tiros de una sola vez.

Esto me obligó a suspender la pega en los transversales, y a tratar de investigar las causas de lo ocurrido.

Con anterioridad, tenía yo los trabajos de M. Taffanel, Dautriche, Durr y Perrin sobre la pega eléctrica y experiencias llevadas a cabo en la Estación de Ensayos de Lievin. Y a ellos recurrí en plan de consulta. Y en ellos encontré la explicación de lo sucedido y la manera de tarar los cebos y explosores. Y esto es lo que voy a explicaros y a comunicaros el resultados de las burdas experiencias que he llevado a cabo.

Digamos, para empezar, cómo está consituído un cebo eléctrico.

El órgano inflamador del cebo, está consituído por un filamento metálico, generalmente a base de platino, que se calienta

al paso de la corriente, y que está soldado a los conductores de cobre que salen al exterior. El filamento del inflamador, al calentarse, ceba la combustión de una pólvora eléctrica puesta a su alrededor, y de variada composición según el tipo de cebo. La combustión de esta última es la que ceba la explosión del resto de la carga del detonador.

Podemos darnos cuenta, pues, de que cada tipo de detonador necesitará para su explosión una intensidad de corriente determinada y variable de un tipo a otro, según sea la naturaleza de su filamento inflamador y la facilidad de inflamación que presente su pólvora eléctrica. Por tanto, si un explosor es capaz de cebar 20 tiros de un tipo de cebo determinado, puede no ser capaz de sacar esos mismos cebos de un tipo distinto al anterior.

No hay que olvidar, además, que los cebos eléctricos están contruídos industrialmente y que no son por tanto aparatos de precisión. Dentro ya de un tipo de cebo determinado, de un cebo a otro hay diferencias considerables.

En Lievin, por los señores citados, se han medido los filamentos de varios tipos de cebos, encontrando lo siguiente:

|                           |   |                        |                     |      |
|---------------------------|---|------------------------|---------------------|------|
| Cebos A de Diciembre 1911 | { | Longitud del filamento | 3,6—3,4 —3,2        | m/m. |
|                           |   | Díametro               | id. 0,03—0,03—0,035 | id.  |
| Cebos B de Noviembre 1911 | { | Longitud               | id. 2,6 —2,1 —2,0   | m/m. |
|                           |   | Díametro               | id. 0,03—0,03—0,035 | id.  |

Es decir, que se han encontrado diferencias hasta de 0,6 m/m. en la longitud del filamento del mismo tipo, y de 0,005 m/m. en su diámetro.

Si, pues, todos los cebos no son idénticos, el filamento de todos ellos no alcanzará la misma temperatura en el mismo instante. Si a esto añadimos las diferencias de inflamabilidad de las pólvoras eléctricas de cada uno, determinada por el grueso de su grano, la mayor o menor intimidad e igualdad de la mezcla de los componentes que la forman, su densidad de encartuchado, etcétera, imposibles de igualar en una fabricación industrial, se acrecerán las diferencias entre dos cebos distintos.

¿Qué ocurrirá si se disparan varios cebos en serie con una intensidad de corriente escasa? Pues que los más sensibles, y si la intensidad es mínima, el más sensible de ellos, saltará interrumpiendo el circuito al romperse, impidiendo por tanto que los demás sigan calentándose, determinando el fallo de todos los restantes. Esto es lo que nos ha ocurrido en el transversal del piso 80 del *Fondón*.

¿De qué manera se puede evitar esto? Pues lanzando en la línea de cebos en serie una corriente con intensidad suficiente para hacer saltar el más refractario de los cebos al mismo tiempo que el más sensible. Es decir, que cuantos más cebos se pongan en serie, tanto mayor habrá de ser la intensidad de la corriente que por ellos pase para que salten todos sin fallos, ya que tendremos más probabilidades de que existan las máximas diferencias entre todos ellos.

De aquí nace la necesidad de conocer los cebos que se utilizan, y para ello hace falta conocer la intensidad mínima que se necesita para hacer saltar en serie un número de cebos determinado, es decir, construir la curva característica de los cebos que nos dé en función de su número, la intensidad de corriente necesaria y suficiente para su pega.

De lo indicado podemos sacar otra consecuencia. Las indicaciones que llevan los explosores en cuanto a su capacidad de cebos, son erróneas, ya que no indican para la clase de cebos que están tarados. Debe tararse, pues, cada explosor con los cebos que normalmente se utilizan en la mina, construyendo las curvas características de ellos.

Los explosores, que en definitiva no son más que pequeñas máquinas-dínamos o magneto-eléctricas, producen una corriente cuya intensidad es función de la resistencia de la línea sobre que trabajan. De ello se deduce que si un explosor es capaz de disparar 20 tiros a 10 metros de distancia con hilo en la línea de 5 m/m. de diámetro, si le ponemos línea de 0,5 m/m. de diámetro y una distancia de 1 kilómetro (para ir a casos extremos), probablemente no sería capaz de disparar ni un solo cebo. La curva característica de un explosor determinado tendrá como variables, la resistencia de la línea sobre que trabaja y la intensidad de corriente que en esas circunstancias precisas proporciona.

Como la resistencia de los cebos viene ya marcada en las cajas que los contienen, la resistencia total de la línea sobre la que ha de trabajar el explosor, será la suma de la de los cebos más la propia de la línea de pega.

Un ejemplo: Se trata de disparar 10 barrenos a 180 metros de distancia con línea de hilo de cobre de 1 m/m. de diámetro. Resistencia de un cebo 1,2 ohmios. Resistencia de un hilo de cobre de 1 m/m. de diámetro y 1 metro de longitud 0,0206 ohmios.

|                                                              | Ohms. |
|--------------------------------------------------------------|-------|
| 10 cebos en serie a 1,2 ohmios... ..                         | 12    |
| 360 mt. de línea (180 m. de ida y 180 m. de vuelta) a 0,0206 | 7,83  |
| Total... ..                                                  | 19,83 |

Naturalmente que si aumentamos el diámetro del hilo de cobre de la línea, la resistencia de ésta disminuirá en proporción inversa al cuadrado del diámetro utilizado, pero también subirá en la misma proporción el costo de la misma, o casi.

Teniendo las dos curvas de que he hablado, conoceremos la intensidad de corriente mínima necesaria para que exploten  $n$  cebos en serie, y con la curva correspondiente al explosor veremos si éste es capaz de dar esa intensidad necesaria sobre línea de  $N$  ohmios, correspondiente a los  $n$  cebos más la línea de tiro.

Esto es lo que he hecho yo, de la siguiente manera.

#### DETERMINACION DE LA INTENSIDAD MINIMA DE SALIDA DE $n$ CEBOS EN SERIE

Para la determinación de ella se necesita una fuente de energía eléctrica graduable, de tal manera que se tenga la absoluta certeza de que al lanzar la corriente pasa por el cebo con una intensidad conocida de antemano. La medición directa no es posible, pues el fenómeno es casi instantáneo, medido en milésimas de segundo, y por tanto la inercia de los aparatos usuales de medida, amperímetros, etc., impiden que sea posible toda lectura en ellos ya que la aguja apenas llega a iniciar su movimiento cuando ya han salido los cebos. He utilizado el siguiente artificio:

Como conozco la resistencia de los cebos (1,2 ohmios), al extremo de la línea de tiro empalmo una longitud de hilo que me dé una resistencia de  $n$  por 1,2 ohmios si voy a disparar  $n$  cebos. En una palabra, empleo una resistencia igual a la que después van a tener los cebos. Con esta resistencia puesta, gradúo la fuente de energía para que por la línea pasen las décimas de amper que quiero, y tomando todo el tiempo que sea necesario. Quito después la resistencia del extremo de la línea de tiro, la sustituyo por los cebos de que se trate, y hago pasar la corriente cuya intensidad conozco de antemano, anotando el resultado obtenido. De esta manera he deducido la intensidad mínima de corriente necesaria para hacer salir sin fallos 1-2-5-10-16 cebos en serie.



y aun, hablan MM. Taffanel, Dautrich, etc., "las medidas así obtenidas deben aun ser cuidadosamente discutidas, dada la variación de la intensidad eficaz durante el tiempo del paso de la corriente".



El mejor sistema, al alcance de cualquiera, es el indicado por estos mismos señores bajo el nombre de método pirotécnico.

Si en una línea de resistencia  $R$  se intercala un cebo de resistencia  $r$ , y en derivación sobre el cebo una resistencia  $a$  variable, según se indica en la figura, por el cebo pasará una fracción de la corriente producida por el explosor que variará al variar la resistencia  $a$ , y el valor de la cual vendrá dado por la fórmula  $\frac{1}{1 + \frac{r}{a}}$  siendo  $I$  la intensidad producida por el explosor.

La resistencia total de la línea así compuesta se encontrará por la fórmula  $R + \frac{a \cdot r}{a + r}$

Ahora bien, como conocemos la intensidad mínima necesaria para que explote un cebo eléctrico (0,35 amper), si el cebo explota será que por él ha pasado al menos 0,35 amper, y como conocemos la fracción de intensidad producida por el explosor y que pasa por el cebo, conoceremos si la intensidad producida por el explosor es mayor o menor de una determinada cantidad.

Un ejemplo: Con el explosor Siemens y línea de 1,2 ohmios, se puso un cebo y en derivación con el mismo una resistencia de 0,6 ohmios. Siendo la resistencia del cebo de 1,2 ohmios, la resistencia de la línea así formada será, aplicando la fórmula,

$$R + \frac{a \times r}{a + r} = 1,2 + \frac{0,6 \times 1,2}{0,6 + 1,2} = 1,2 + \frac{0,72}{1,8} = 1,2 + 0,4 = 1,6$$

La fracción de intensidad que pasa por el cebo será aplicando la fórmula correspondiente  $\frac{1}{1 + \frac{r}{a}} = \frac{1}{1 + \frac{1,2}{0,6}} = \frac{1}{1 + 2} = \frac{1}{3}$

Como al hacer funcionar el explosor, el cebo no ha salido, deduciremos que 0,333  $I$  es menor de 0,35 amp. y por tanto que  $I$  es menor de 3 por 0,35 amp., o sea menor de 1,05 amper. Si el cebo hubiese salido, la intensidad  $I$  producida por el explosor sería mayor de 1,05 amper.

Variando la resistencia puesta en derivación en el cebo, llegaremos a comprender a  $I$  entre límites tan estrechos como queramos, sin consumir más que un cebo de cada vez. Variando las

condiciones del ensayo haciendo la resistencia del circuito de tiro  $R$  variar a su vez, encontraremos la intensidad que produce el explosor para varias resistencias de línea exterior, obtendremos todos los puntos que queramos de la curva característica del explosor de que se trate, curva que nos dará ya de una vez para siempre la intensidad de corriente que es capaz de producir sobre una línea de resistencia cualquiera.

Esta curva es ya definitiva. Si se varía el tipo de cebo utilizado, podrá variar la capacidad del explosor al variar la curva característica del cebo, pero no la intensidad producida por aquél.

Construyendo la curva característica del nuevo tipo de cebos, siempre tendremos la capacidad del explosor para el nuevo tipo.

Un ejemplo aclarará las cosas.

Tomemos el caso del transversal del piso 80 del *Fondón*. Se trataba de disparar 13 barrenos a una distancia de 180 metros con línea de hilo de 1 m/m de diámetro. Pues bien, la resistencia de la línea así compuesta es:

|                                                                    |           |
|--------------------------------------------------------------------|-----------|
| 360 metros de hilo de 1 m/m. (180 m. de ida y 180 m. de vuelta)... | 7,83 ohm. |
| 13 cebos en serie a 1,20 ohmios cada uno...                        | 15,6 —    |
|                                                                    | ———       |
| Total...                                                           | 23,43 —   |

En la curva del explosor Ernst Brün empleado, vemos que sobre la línea de 20,69 ohmios, no da más que 0,61 amper., luego sobre la línea de 23 ohmios dará lo mismo como máximo, en realidad algo menos. Ahora bien, en la curva de los cebos encontramos que para disparar 13 tiros en serie, habrá de necesitarse 0,81 amperes casi. Consecuencia, los fallos registrados repetidas veces.

El explosor Ernst Brün sería capaz de tirar:

9 barrenos con línea de 2 ohmios equivalente a 50 metros de línea de hilo de cobre de 1 m/m., ya que 9 cebos dan 10,8 ohmios, más los 2 de la línea son 12,8 ohmios. Sobre línea de 12,8 ohmios produce el explosor 0,75 amperes, y el disparo de 9 cebos en serie exige de 0,73 a 0,74 amperes.

Sobre la línea de 180 metros que teníamos en el *Fondón*, o sean 7,8 ohmios, este explosor no es capaz de sacar más de 5 cebos en serie, pues se tiene:

Resistencia de la línea, 7,8 ohmios. Resistencia de 5 cebos a 1,2 ohmios cada uno = 6 ohmios. La suma, 13,8 ohmios.

Con línea de 14 ohmios, el explosor produce 0,7 amperes, que



es precisamente la intensidad que se necesita para hacer explotar 5 cebos en serie.

Lo mismo se puede hacer con cualquiera de los explosores y cualquier tipo de cebos, siempre que se conozca su curva característica.

A continuación se incluyen los cuadros con los ensayos efectuados para los cebos y cada uno de los explosores, con los resultados obtenidos.

Únicamente me propuse el llamar la atención acerca de cosas, que al menos para mí, eran desconocidas, y dar publicidad a un método que me ha parecido aplicable en cualquier parte y por cualquiera.

Como final indicaré las potencias que se pueden deducir para los explosores estudiados y con los cebos empleados, procedentes de un suministro de la Sociedad de Explosivos y fabricados por la "Société Française des Munitions", llamados cebos de cantidad, con 1,2 ohmios de resistencia, 1,75 metros de conductores y 0,8 gramos de fuerza, equivalentes a nuestras cápsulas quintuples.

Para el explosor Ernst Brün ya acabamos de indicar su potencia. La de los demás será.

*Explosor belga pequeño.*—Apenas produce intensidad suficiente para disparar dos cebos en serie, y aun cuando en los ensayos directos hemos disparado con éxito tres cebos de una vez en un único ensayo, el éxito de un solo ensayo no autoriza a creer que va a suceder lo mismo todas las veces. No aconsejo colocar más de DOS CEBOS en serie para ser disparados por este explosor.

*Explosor Siemens.*—Será capaz a disparar:

|            |            |                                                          |
|------------|------------|----------------------------------------------------------|
| 11 cebos a | 50 metros, | empleando en la línea hilo de cobre de 1 m/m de diámetro |
| 10 »       | 120 »      | » » » » »                                                |
| 9 »        | 250 »      | » » » » »                                                |

*Explosor Schaffler.*—Será capaz de disparar:

|           |            |                                                          |
|-----------|------------|----------------------------------------------------------|
| 5 cebos a | 42 metros, | empleando en la línea hilo de cobre de 1 m/m de diámetro |
| 4 »       | 80 »       | » » » » »                                                |
| 3 »       | 151 »      | » » » » »                                                |
| 6 »       | 14 »       | » » » 2 » »                                              |

Visto que el explosor Schaffler es bastante apropiado al uso que en la pega eléctrica se necesita hacer en las guías en carbón, se procedió a ensayar este explosor en tiro directo, para asegurarse de su potencia y al mismo tiempo que nos sirviera de comprobación para todo lo dicho anteriormente.

Los ensayos se incluyen a continuación, y sus resultados han sido los siguientes:

Se dispararon TRES CEBOS EN SERIE a una distancia de 134 metros con resistencia total entre la línea y los cebos de 9,1 ohmios. El ensayo tuvo éxito en las 20 veces que se hizo, sin que se registrase ni un solo fallo, confirmando la consecuencia sacada en cuanto a su potencia. Por ver si fuese capaz de disparar más de los cebos que hemos indicado, se procedió a hacer ensayos con 6 y 5 cebos en serie. El único ensayo de 6 cebos efectuado, dió como resultado el salir un solo cebo con fallo de los 5 restantes. En el ensayo con 5 cebos, cuatro veces salieron los 5 sin fallo alguno, y tan solo una vez salió uno solo fallando 4. Este hecho basta para suponer al explosor una incapacidad de disparar 5 cebos en serie. El ensayo de 4 cebos no se hizo, suponiendo que sea capaz de sacarlos visto que con 5 es casi capaz de hacerlo.

Con líneas de 200 metros, el explosor no es capaz de sacar dos cebos en serie, ya que de cinco ensayos efectuados, en dos hubo el fallo de uno de los cebos.

Por lo anteriormente expuesto se ve que con el procedimiento empleado para determinar indirectamente la potencia de un explosor, se obtienen resultados bastante aproximados a la realidad, en todo caso quedándose un poco por debajo de la potencia real, de manera que tomando como máxima la potencia determinada de esa forma, estaremos siempre seguros de que, al no sobrepasar la potencia del explosor, utilizamos éste dentro de buenas condiciones de seguridad en su funcionamiento.

Por último, para terminar indicaré a continuación las precauciones que deben tomarse en la pega eléctrica, tomadas del libro de Louis Martel, titulado "Los Explosivos en las Minas":

Primera. Adquirir antes de dar la pega eléctrica, la práctica suficiente para obtener del explosor el máximo efecto a la primera vez.

Segunda. Sujetar al cartucho de cebo un detonador de fuerza suficiente, haciéndolo sólidamente, y no tirar de los hilos conductores de éste para no sacar el detonador del cartucho.

Tercera. No emplear en el atacado materiales rugosos que pueden, al desnudar los conductores, dar lugar a corto-circuitos, con los fallos consiguientes.

Cuarta. Hacer con cuidado las conexiones, limpiando con una navaja las extremidades desnudas de los hilos conductores del cebo y los de la línea de tiro que deben empalmarse al explosor.

Quinta. No fijar los conductores a las bornas del explosor

hasta el último momento, al menos para uno de los hilos, y cuando todos los obreros se hayan retirado ya.

Sexta. Tener cuidado de que el extremo de los hilos empalmados al explosor no sobresalgan mucho, porque pueden dar lugar a un corto-circuito y producción de chispas.

Séptima. No emplear nunca la tierra como parte del circuito de tiro.

Octava. Guardar siempre en el bolsillo la llave de dar fuego, ya se trate de hacer'o con explosor o con la corriente general. En este caso las bornas de empalme con la línea de tiro y el interruptor deben estar encerrados en una caja provista de llave, cuya llave debe tener siempre en el bolsillo el artillero, hasta el momento preciso de la pega.

Novena. No poner jamás bajo pretexto alguno más cebos en el circuito que el correspondiente al 60 por 100 de la capacidad del explosor.

Décima. Verificar las conexiones en las bornas del explosor en caso de fallo. Si el ensayo fuese infructuoso, quitar los hilos de las bornas del explosor, meterse en el bolsillo la llave de dar fuego en el mismo, y verificar el circuito de los cebos y de la línea.

Para este último consejo es muy útil un galvanómetro de bolsillo provisto de una pila cuya débil corriente no es capaz de hacer saltar los cebos y sí indicar si la línea está cerrada o no. Hay aparatos a propósito para ello. Por mi parte he de indicar que, según se desprende de las investigaciones hechas en Lievin, el hecho de que los empalmes del circuito estén tocando con el suelo, ya esté humedecido tan sólo o francamente mojado, no tiene importancia en los resultados obtenidos con el explosor, y la explicación de ello así como los ensayos efectuados para comprobarlo está desarrollado ampliamente en el trabajo a que ya me he referido en líneas anteriores.

A él remito a quien quiera profundizar más en este asunto.

INTENSIDAD MINIMA NECESARIA PARA DISPARAR  
n CEBOS EN SERIE

| Amperes | N.º de cebos<br>en serie | OBSERVACIONES                    |   |     |   |
|---------|--------------------------|----------------------------------|---|-----|---|
|         |                          | a/b=cebos fallados/cebos salidos |   |     |   |
| 0,275   | 1                        | Falló.                           |   |     |   |
| 0,275   | 1                        | Salió a los 5 segundos.          |   |     |   |
| 0,30    | 1                        | Salió después de 5 segundos.     |   |     |   |
| 0,30    | 1                        | —                                | — | 2,5 | — |
| 0,30    | 1                        | —                                | — | 0,5 | — |
| 0,30    | 1                        | —                                | — | 2,5 | — |
| 0,325   | 1                        | —                                | — | 0,5 | — |
| 0,325   | 1                        | —                                | — | 1   | — |
| 0,325   | 1                        | Salió instantáneo.               |   |     |   |
| 0,35    | 1                        | —                                | — |     |   |
| 0,35    | 1                        | —                                | — |     |   |
| 0,35    | 1                        | Intensidad mínima necesaria.     |   |     |   |
| 0,60    | 5                        | 2/3                              |   |     |   |
| 0,65    | 5                        | 1/4                              |   |     |   |
| 0,70    | 5                        | 0/5                              |   |     |   |
| 0,70    | 5                        | 0/5                              |   |     |   |
| 0,70    | 5                        | 0,5 Intensidad mínima necesaria. |   |     |   |
| 0,35    | 2                        | 1/1                              |   |     |   |
| 0,35    | 2                        | 1/1                              |   |     |   |
| 0,40    | 2                        | 1/1                              |   |     |   |
| 0,40    | 2                        | 1/1                              |   |     |   |
| 0,45    | 2                        | 1/1                              |   |     |   |
| 0,50    | 2                        | 0/2                              |   |     |   |
| 0,50    | 2                        | 1/1                              |   |     |   |
| 0,50    | 2                        | 0/2                              |   |     |   |
| 0,55    | 2                        | 0/2                              |   |     |   |
| 0,55    | 2                        | 1/1                              |   |     |   |
| 0,60    | 2                        | 0/2                              |   |     |   |
| 0,60    | 2                        | 0/2                              |   |     |   |
| 0,60    | 2                        | 0/2 Intensidad mínima necesaria. |   |     |   |



EXPLOSOR ERNST BRÜN. PLACA QUE DICE: 70 VOLT. 2 AMPERES. 25 CEBOS

| <i>R. línea Ohmios</i> | <i>R. derivación Ohmios</i> | <i>R. Total Ohmios</i> | <i>Fracción de I que pasa por el cebo</i> | <i>S=Salir<br/>S=Fallar</i> | <i>I producida por el explosor. Amper.</i> |
|------------------------|-----------------------------|------------------------|-------------------------------------------|-----------------------------|--------------------------------------------|
| 1,2                    | 0,66                        | 1,625                  | 0,354                                     | F                           | menor de 0,99                              |
| 1,2                    | 0,87                        | 1,70                   | 0,42                                      | S.                          | mayor de 0,833                             |
| 1,2                    | 0,73                        | 1,65                   | 0,37                                      | S. Mal.                     | 0,92                                       |
| 1,2                    | 0,87                        | 1,70                   | 0,42                                      | S.                          | mayor de 0,833                             |

Resulta I mayor de 0,92 y menor de 0,99 Amp., pero muy cerca del 1.º. Tomo 0,93.

|   |       |      |       |    |                |
|---|-------|------|-------|----|----------------|
| 5 | 0,73  | 5,45 | 0,379 | F  | menor de 0,92  |
| 5 | 0,87  | 5,50 | 0,42  | S. | mayor de 0,833 |
| 5 | 0,785 | 5,48 | 0,396 | S. | mayor de 0,884 |

Resulta I mayor de 0,88 y menor de 0,92 Amp. Tomaremos la medida 0,90.

|    |       |       |       |         |                |
|----|-------|-------|-------|---------|----------------|
| 10 | 0,785 | 10,48 | 0,396 | F       | menor de 0,884 |
| 10 | 0,87  | 10,50 | 0,42  | F       | menor de 0,833 |
| 10 | 0,99  | 10,55 | 0,453 | S. Mal. | mayor de 0,772 |
| 10 | 0,99  | 10,55 | 0,453 | S. Mal. | 0,772          |

Resulta I mayor de 0,77 y menor de 0,88, pero muy cerca del 1.º Tomo 0,78 A.

|    |       |       |       |    |                |
|----|-------|-------|-------|----|----------------|
| 20 | 0,99  | 20,55 | 0,453 | F  | menor de 0,772 |
| 20 | 1,20  | 20,59 | 0,50  | F  | menor de 0,70  |
| 20 | 1,32  | 20,63 | 0,524 | F  | menor de 0,67  |
| 20 | 1,48  | 20,66 | 0,550 | F  | menor de 0,635 |
| 20 | 1,65  | 20,69 | 0,58  | F  | menor de 0,604 |
| 20 | 2,06  | 20,76 | 0,63  | S. | mayor de 0,555 |
| 20 | 1,815 | 20,72 | 0,602 | S. | mayor de 0,58  |
| 20 | 1,73  | 20,71 | 0,59  | S. | mayor de 0,594 |
| 20 | 1,65  | 20,69 | 0,58  | S. | mayor de 0,604 |
| 20 | 1,48  | 20,66 | 0,55  | F  | menor de 0,635 |

Resulta I mayor de 0,604 y menor de 0,635 Amp., pero muy cerca del 1.º, pues con esa intensidad salió una vez si y otra no. Tomaremos 0,61 Amperes.

EXPLOSOR BELGA PEQUEÑO

| <i>R. línea<br/>Ohmios</i> | <i>R. derivación<br/>Ohmios</i> | <i>R. Total<br/>Ohmios</i> | <i>Fracción de I<br/>que pasa por<br/>el cebo</i> | <i>S=Salir<br/>F=Fallar</i> | <i>I producida por el<br/>explosor. Amper.</i> |
|----------------------------|---------------------------------|----------------------------|---------------------------------------------------|-----------------------------|------------------------------------------------|
| 1,2                        | 0,6                             | 1,6                        | 0,333                                             | F                           | menor de 1,06                                  |
| 1,2                        | 1,2                             | 1,8                        | 0,50                                              | F                           | menor de 0,70                                  |
| 1,2                        | 1,5                             | 1,87                       | 0,553                                             | F                           | menor de 0,634                                 |
| 1,2                        | 1,8                             | 1,92                       | 0,60                                              | S.                          | mayor de 0,584                                 |
| 1,2                        | 1,8                             | 1,92                       | 0,60                                              | F                           | menor de 0,584                                 |
| 1,2                        | 2,1                             | 1,97                       | 0,637                                             | S.                          | mayor de 0,55                                  |

Resulta I mayor de 0,55 Amp. y menor de 0,584 Amp., pero muy cerca de éste.

|   |      |      |       |         |                |
|---|------|------|-------|---------|----------------|
| 5 | 2,1  | 5,77 | 0,637 | F       | menor de 0,55  |
| 5 | 2,48 | 5,81 | 0,674 | S.      | mayor de 0,52  |
| 5 | 2,31 | 5,79 | 0,659 | S. Mal. | 0,531          |
| 5 | 2,31 | 5,79 | 0,659 | S.      | mayor de 0,531 |

Resulta I mayor de 0,531 y menor de 0,55 Amp., pero muy cerca del 1.º

Dando intensidades tan pequeñas que no son casi suficientes para sacar dos cebos en serie, se suspendió el ensayo de este explosor, pasando a ensayarlo en tiro directo.

ENSAYOS DE TIRO DIRECTO DEL EXPLOSOR BELGA PEQUEÑO

| <i>R. línea<br/>Ohmios</i> | <i>N.º de cebos<br/>en serie</i> | <i>R. Total<br/>Ohmios</i> | <i>Cebos fallados<br/>Cebos salidos</i> |
|----------------------------|----------------------------------|----------------------------|-----------------------------------------|
| 10                         | 5                                | 16                         | 4/1                                     |
| 10                         | 4                                | 14,8                       | 1/3                                     |
| 10                         | 3                                | 13,6                       | 0/3                                     |
| 20                         | 3                                | 23,6                       | 1/2                                     |
| 20                         | 2                                | 22,4                       | 0/2                                     |

Resulta este explosor escasamente capaz para sacar tres cebos a una distancia de 250 metros con línea de hilo de cobre de un milímetro de diámetro. Para distancias superiores no sacaría más de tres cebos. Y aun, el simple ensayo de tres cebos, hecho una sola vez aunque con resultado satisfactorio, no autoriza a creer que siempre saldrá lo mismo. En definitiva, creo que este explosor, para tener garantía de su buen funcionamiento, no debe emplearse para sacar más de dos cebos en serie.

EXPLOSOR SIEMENS. PLACA QUE DICE: 20 CEBOS PARA 90 OHMIOS. 110 VOLT. Y 1,2 AMPERES

| <i>R. línea Ohmios</i> | <i>R. derivación Ohmios</i> | <i>R. Total Ohmios</i> | <i>Fracción de I que pasa por el cebo</i> | <i>S=Salir<br/>F=Fallar</i> | <i>I producida por el explosor. Amper.</i> |
|------------------------|-----------------------------|------------------------|-------------------------------------------|-----------------------------|--------------------------------------------|
| 1,2                    | 0,60                        | 1,6                    | 0,333                                     | F                           | menor de 1,05                              |
| 1,2                    | 0,73                        | 1,65                   | 0,379                                     | S.                          | mayor de 0,92                              |
| 1,2                    | 0,73                        | 1,65                   | 0,379                                     | S.                          | mayor de 0,92                              |
| 1,2                    | 0,66                        | 1,62                   | 0,354                                     | S.                          | mayor de 0,988                             |
| 1,2                    | 0,66                        | 1,62                   | 0,354                                     | S.                          | mayor de 0,988                             |
| 1,2                    | 0,635                       | 1,615                  | 0,346                                     | S.                          | mayor de 1,01                              |
| 1,2                    | 0,60                        | 1,6                    | 0,333                                     | F                           | menor de 1,05                              |

Resulta I mayor de 1,01 y menor de 1,05. Tomaremos la medida 1,03 Amperes.

|   |      |      |       |    |                |
|---|------|------|-------|----|----------------|
| 5 | 0,66 | 5,42 | 0,354 | F  | menor de 0,988 |
| 5 | 0,73 | 5,45 | 0,379 | S. | mayor de 0,92  |

Resulta I mayor de 0,92 y menor de 0,98. Tomaremos la medida 0,95 Amperes.

|    |       |       |       |    |                |
|----|-------|-------|-------|----|----------------|
| 10 | 0,743 | 10,46 | 0,383 | F  | menor de 0,91  |
| 10 | 0,87  | 10,50 | 0,42  | S. | mayor de 0,834 |
| 10 | 0,825 | 10,49 | 0,407 | F  | menor de 0,86  |
| 10 | 0,87  | 10,50 | 0,42  | F  | menor de 0,834 |
| 10 | 0,87  | 10,50 | 0,42  | S. | mayor de 0,834 |
| 10 | 0,87  | 10,50 | 0,42  | F  | menor de 0,834 |
| 10 | 0,87  | 10,50 | 0,42  | S. | mayor de 0,834 |
| 10 | 0,87  | 10,50 | 0,42  | F  | menor de 0,834 |

Tomando  $I=0,834$  han salido tres cebos sí y tres no. Está, pues, muy cerca. Puede tomarse para I 0,83 Amperes.

|    |      |       |       |    |                |
|----|------|-------|-------|----|----------------|
| 20 | 0,99 | 20,55 | 0,453 | F  | menor de 0,773 |
| 20 | 1,07 | 20,56 | 0,472 | F  | menor de 0,74  |
| 20 | 1,20 | 20,59 | 0,50  | S. | mayor de 0,70  |
| 20 | 1,15 | 20,58 | 0,49  | S. | mayor de 0,715 |
| 20 | 1,07 | 20,56 | 0,472 | S. | mayor de 0,74  |
| 20 | 0,99 | 20,55 | 0,453 | F  | menor de 0,773 |
| 20 | 1,07 | 20,56 | 0,472 | S. | mayor de 0,74  |
| 20 | 1,07 | 20,56 | 0,472 | F  | menor de 0,74  |

Resulta I mayor de 0,715 y en los alrededores de 0,74 ya que con ella hay irregularidad. Podemos tomar 0,74 como máximo



EXPLOSOR SCHAFFLER. PLACA QUE DICE: VOLTIOS 20.  
AMPERES, 1,2. CEBOS 3-5

| <i>R. línea<br/>Ohmios</i> | <i>R. derivación<br/>Ohmios</i> | <i>R. Total<br/>Ohmios</i> | <i>Fracción de I<br/>que pasa por<br/>el cebo</i> | <i>S=Salir<br/>F=Fallar</i> | <i>I producida por el<br/>explosor. Amper.</i> |
|----------------------------|---------------------------------|----------------------------|---------------------------------------------------|-----------------------------|------------------------------------------------|
| 1,2                        | 1,5                             | 1,87                       | 0,553                                             | S.                          | mayor de 0,634                                 |
| 1,2                        | 1,2                             | 1,80                       | 0,50                                              | S.                          | mayor de 0,70                                  |
| 1,2                        | 0,87                            | 1,70                       | 0,42                                              | F                           | menor de 0,834                                 |
| 1,2                        | 0,99                            | 1,75                       | 0,453                                             | S.                          | mayor de 0,773                                 |
| 1,2                        | 0,91                            | 1,72                       | 0,431                                             | S.                          | mayor de 0,81                                  |

Resulta I mayor de 0,81 y menor de 0,834. Tomaremos 0,82 Amp.

|      |      |      |       |    |                |
|------|------|------|-------|----|----------------|
| 5,33 | 0,91 | 5,85 | 0,431 | F  | menor de 0,81  |
| 5,33 | 0,99 | 5,88 | 0,453 | F  | menor de 0,773 |
| 5,33 | 1,2  | 5,93 | 0,5   | S. | mayor de 0,70  |
| 5,33 | 1,2  | 5,93 | 0,5   | S. | mayor de 0,70  |
| 5,33 | 1,1  | 5,91 | 0,48  | S. | mayor de 0,73  |
| 5,33 | 1,07 | 5,89 | 0,472 | S. | mayor de 0,74  |

Resulta I comprendido entre 0,74 y 0,77. Tomaremos 0,75 Amp.

|      |      |       |       |    |                |
|------|------|-------|-------|----|----------------|
| 9,45 | 1,68 | 10,15 | 0,58  | S. | mayor de 0,604 |
| 9,45 | 1,57 | 10,13 | 0,567 | S. | mayor de 0,617 |
| 9,45 | 1,5  | 10,12 | 0,556 | F  | menor de 0,629 |
| 9,45 | 1,57 | 10,13 | 0,567 | S. | mayor de 0,617 |

Resulta I comprendido entre 0,629 y 0,617. Tomaremos 0,62 Amp.

|       |      |       |       |   |                |
|-------|------|-------|-------|---|----------------|
| 21,15 | 2,31 | 21,94 | 0,659 | F | menor de 0,53  |
| 21,15 | 2,49 | 21,96 | 0,674 | F | menor de 0,52  |
| 21,15 | 2,89 | 22,01 | 0,707 | F | menor de 0,495 |

Viendo la pequeña intensidad producida que ya no sirve desde luego para disparar dos cebos en serie, se interrumpieron los ensayos. Este explosor no debe ser capaz de disparar dos cebos en serie a esta distancia que corresponda a la resistencia de 20 ohmios, o sea a 485 metros.

ENSAYOS DE TIRO DIRECTO CON EL EXPLOSOR SCHAFFLER

| <u>Longitud de la línea m.</u> | <u>R. línea Ohmios</u> | <u>N.º de cebos en serie</u> | <u>R. Total Ohmios</u> | <u>Cebos fallados Cebos salidos</u> |
|--------------------------------|------------------------|------------------------------|------------------------|-------------------------------------|
| 134                            | 5,5                    | 3                            | 9,1                    | 0/3                                 |
| 134                            | 5,5                    | 3                            | 9,1                    | 0/3                                 |
| 134                            | 5,5                    | 3                            | 9,1                    | 0/3                                 |
| 134                            | 5,5                    | 6                            | 12,7                   | 5/1                                 |
| 134                            | 5,5                    | 5                            | 11,5                   | 0/5                                 |
| 134                            | 5,5                    | 5                            | 11,5                   | 0/5                                 |
| 134                            | 5,5                    | 5                            | 11,5                   | 4/1                                 |
| 134                            | 5,5                    | 5                            | 11,5                   | 0/5                                 |
| 134                            | 5,5                    | 5                            | 11,5                   | 0/5                                 |
| 201                            | 8,3                    | 2                            | 10,7                   | 0/2                                 |
| 201                            | 8,3                    | 2                            | 10,7                   | 1/1                                 |
| 201                            | 8,3                    | 2                            | 10,7                   | 0/2                                 |
| 201                            | 8,3                    | 2                            | 10,7                   | 1/1                                 |
| 201                            | 8,3                    | 2                            | 10,7                   | 0/2                                 |

Como se ve, hay irregularidad al disparar dos cebos en serie con resistencia total de 10,7 Ohmios, lo que quiere decir que apenas produce el explosor 0,6 amperes (intensidad necesaria para disparar dos cebos en serie).

Esto lo indica ya la curva del explosor, pues la línea de 0,6 amperes atraviesa la curva del explosor entre los puntos correspondientes a 10,6 a 10,7 Ohmios. Puede tomarse, pues, como buena la curva del explosor y las consecuencias deducidas de ella.

Sama de Langreo, octubre de 1932.

CURVA DE LA INTENSIDAD NECESARIA PARA DISIPAR 10000 OHMS EN SIEM

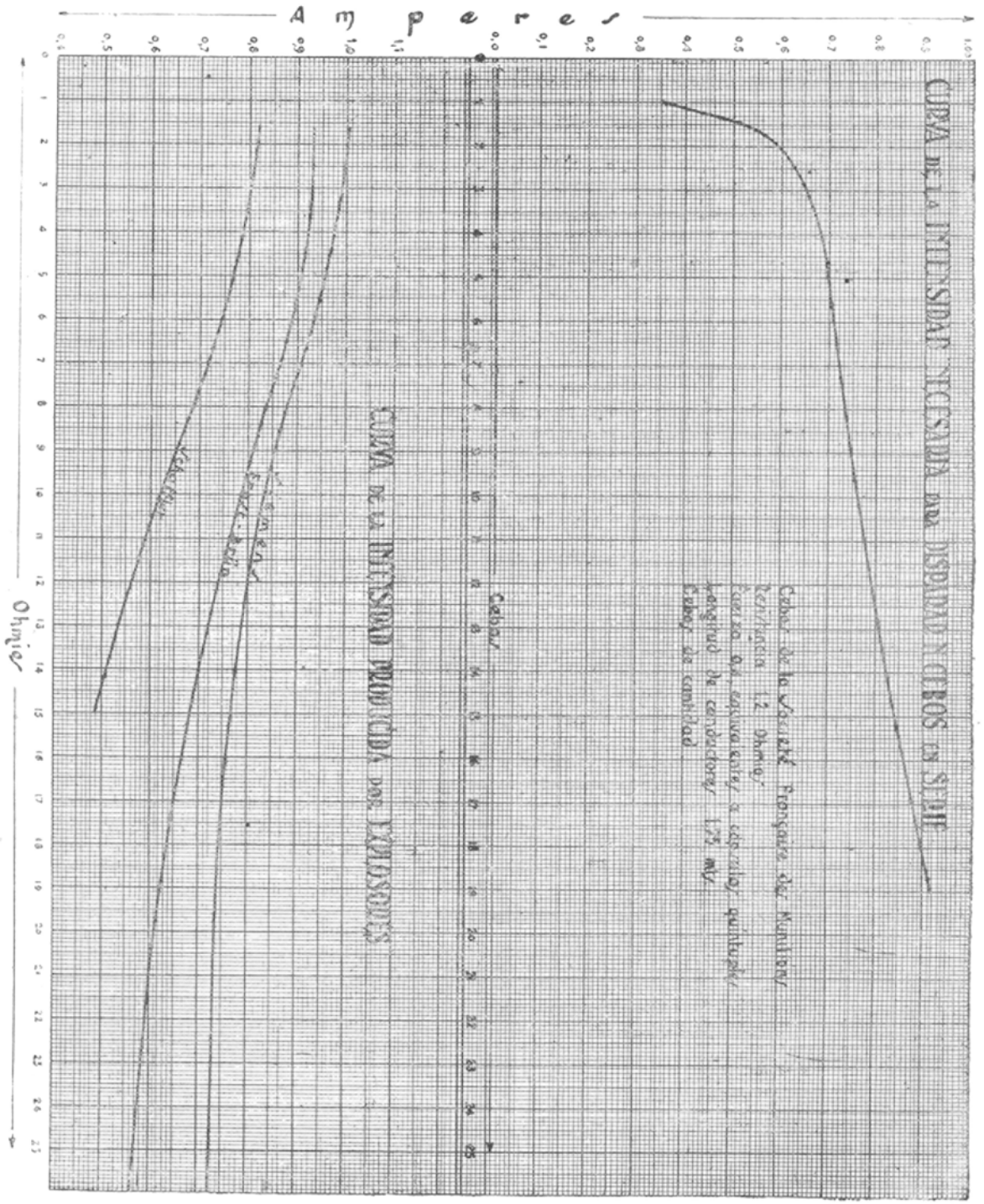
Cable de la Sociedad Pregonera del Ministerio  
 Resistencia 12 Ohms/  
 Fuerza del resaca cable a cables quinto  
 longitud de conductores 125 mV  
 Carga de cantidad

Cable

CURVA DE LA INTENSIDAD PRODUCIDA POR EXPLOSORES

Explosivos  
 10000 Ohms

10000 Ohms



Ohms

R A M O N R U B I O

---

## RELLENO DE EXPLOTACIONES Y ALTURA DE SUS TAJOS EN LA CUENCA DE LANGREO

---

Siendo la tendencia a seguir en las minas de hulla la de mecanizar la mayor cantidad posible de mano de obra en el *arranque*, al efecto de ir suprimiendo el empleo de explosivos, dados los peligros que, pese a todas las precauciones, encierra; y, el de perseguir, al mismo tiempo, un mayor efecto útil con menor gasto; hemos creído de interés el estudio de este tema, por suponerlo estrechamente relacionado con el empleo de martillos picadores, no sólo por la conveniencia de trabajar con éstos en tajos largos, o *series*, sino también porque, al crecer con el arranque mecánico el avance de las explotaciones, crecen en mayor proporción las dificultades de rellenarlas, produciéndose más frecuentemente, por tal motivo, los vacíos de gran altura, o espacios *colgados*, con todos los inconvenientes que se verán a continuación.

Así, pues, trataremos cada uno de los problemas por separado, para relacionarlos finalmente, dando principio por el estudio del *relleno*.

### CAPÍTULO I

#### RELLENO DE EXPLOTACIONES

##### *Generalidades*

De sobra es sabido que el *relleno* es una de las operaciones generalmente indispensables en la explotación, salvo en algunas

ocasiones que, como sabemos, no se emplea, porque de ella entre otras, dependen la seguridad de las labores y buena marcha de los trabajos. Hay algunos casos en que se rellena nada más que parcialmente, como ya veremos después, y otros que no hace falta relleno alguno por tratarse de capas de poca inclinación y hastiales firmes; pero, lo general es que la mayoría se presenten aquí con bastante inclinación y hastiales medianos, que hacen necesario el relleno completo, y serán a las que nos referiremos principalmente.

En éstas, un relleno mal hecho, retrasado, o imperfecto, ofrece los siguientes inconvenientes:

1.º Mayores probabilidades de hundimientos de los hastiales de las capas.

2.º Al mismo gasto de aire se tiene peor ventilación, porque aumentando la sección de paso disminuye la velocidad; lo que hace más fácil la acumulación de grisú en la niveladura de los tajos.

3.º Dificultad de tránsito, si se trata de capas verticales, que obliga a poner más cantidad de tableros para andamios, con mayor consumo de madera.

4.º La existencia de huecos en el relleno, producidos por dejar tableros enterrados, que posteriormente ocasiona movimientos de aquél, transmitiéndose en algunas ocasiones hasta las galerías.

5.º Las pérdidas de aire por estos huecos, con disminución de la corriente del taller, suelen ser la mayor parte de las veces la causa de los calentamientos de rellenos cuando en éstos queda algo de carbón, etc.

Únicamente tiene una ventaja, en orden a seguridad, la explotación poco rellena: la de que los pozos tienen menos altura y ofrecen menor peligro al *desencolado*.

En cuanto el aspecto práctico, desde luego puede decirse, que un relleno perfecto sería muy costoso además de irrealizable; pero, si se tiene en cuenta las economías que, por otra parte, supone: disminución de conservación en talleres y galerías; menos gasto de energía para producir la misma velocidad en la corriente de ventilación; economía en el arrastre de tierras al exterior que puede ser de gran importancia cuando se trate de minas con largos recorridos de malas galerías; y, lo que es más importante todavía en explotaciones próximas a superficie: la disminución del pise de terrenos, etc.; son circunstancias todas ellas que indican la posibilidad de realizar un relleno bastante completo, que haga compatible la seguridad—primordial fin que per-

seguimos—, con la economía, digna también de tener muy en cuenta.

Esto expuesto, veamos los procedimientos de relleno empleados en Asturias, que pueden clasificarse, según la procedencia de las tierras, en

|                                         |   |                                                                                                                                 |
|-----------------------------------------|---|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Relleno suministrado de superficie..... | } | Tierras de lavadero<br>Id. de escombreras<br>Id. vegetales                                                                      |
| Relleno suministrado del interior.      | } | de explotación. {<br>Arranque<br>Franqueos<br>Niveles<br>Transversales<br><br>de galerías..... }<br>Preparación<br>Conservación |

## RELLENO CON TIERRAS DE EXTERIOR

### *Relleno con estériles de lavadero*

El relleno con estériles de lavadero—*costeros* generalmente, pues los finos no se emplean por ser propensos a incendios—no es sólo el más económico en cuanto a la obtención de tierras, sino que suprime el gasto que supondría el llevarlos a la escombrera. Su problema es solo el transporte. De manera que, cuando se trate de una mina cerca de lavadero o con buenos medios de transporte, y que sus galerías estén en buen estado, no habiendo por ellas grandes recorridos, este procedimiento, no admite duda que, es el más económico.

Como dato práctico podemos dar el siguiente. El coste del arrastre eléctrico, obtenido por el promedio de cuatro locomotoras durante un mes, nos resultó ser de 0,09 por vagón de m<sup>3</sup> y km. para el carbón bruto. Teniendo en cuenta las densidades respectivas de la tierra y carbón, y considerando que la resistencia al arrastre en contrapendiente puede suponerse que se eleva al doble aproximadamente, tendremos en definitiva: que el arrastre de un vagón de m<sup>3</sup> cargado de tierra cuesta 0,28 por km. de recorrido contra pendiente, que es como se introduce del exterior, por llevar camino inverso del carbón. El coste del vagón de tierra arrastrado 1 km., a sangre, y basculado en las explotaciones, es de 1,75. Luego el importe total del coste del vagón de m<sup>3</sup> introducido del exterior y basculado en las explotaciones, será de 0,28 por km. de recorrido con tracción eléctrica, más 1,75 por km. de tracción animal y bas-

culado. Esta última cifra puede variar mucho de unas minas a otras, según el estado de sus galerías. La damos como término comparativo para lo que diremos después.

### *Rellenos de escombreras y vegetales*

El de tierras de escombreras ya depende de dos factores: la carga en vagones y el transporte. Puede haber muchos casos en Asturias que sea ventajoso su empleo: en las minas de *monte*, por ejemplo, donde se explotan desde superficie varios pisos y se pueden tener escombreras en niveles superiores que faciliten la carga.

El coste por vagón, puesto en explotación, será el mismo que en el caso anterior, aumentando en 1,10 pesetas para la carga si no se dispone de instalaciones para realizarla.

El procedimiento de rellenar con tierra vegetal es poco frecuente, empleándose sólo en casos especiales, principalmente en los que se teme algún incendio, o para sofocarlo. En general es más caro que los anteriores, pues hay que sumarle los gastos de arranque, ya sea en cantera, o en desmonte. Puede ser económico cuando hay próxima alguna chimenea calada a superficie y se puede introducir por ella, suprimiendo los transportes de exterior e interior.

Aunque el ideal sería rellenar siempre con tierras del exterior, en muchos casos; bien porque los lavaderos estén distantes y el transporte de la tierra dificulte el del carbón; ya, porque tratándose de minas de monte no sería práctico el movimiento de estas tierras por planos y plazas de pisos; o porque, en minas algo viejas los recorridos por galerías se alargan, dejando de ser el sistema económico, el hecho es que hay que efectuar el relleno en muchos sitios con tierras procedentes en gran parte del interior.

### RELLENO CON TIERRAS DE INTERIOR

Estas pueden ser, como hemos dicho, *de explotaciones y de galerías*, subdividiéndose las primeras en tierras producidas:

- 1.º *En el arranque mismo de la vena explotable, si entre las vetas de carbón se presenta una o varias de estéril*

Cuando es una sola, sobre todo si tiene una potencia regular, de 20 a 25 cm. por lo menos, y alguna consistencia, se pue-

de separar bien del carbón al verificar el arranque, proporcionando un relleno valioso y económico. Claro que, cuanto más potente sea, podrá rellenar más, llegando en algunos casos a ser lo suficiente—lo que suele ocurrir, por lo que hemos podido observar, cuando la potencia se aproxima al 35 ó 40 % de la caja total de la capa—, siendo, por tanto, ésta, la potencia de tierra óptima para dar el máximo de rendimiento en lo que a esta operación de relleno se refiere. Si es mayor, hay necesidad de sacar tierra de los talleres, lo que no suele ser remunerador, porque, si bien puede servir para relleno de otros, supone gastos de paleo a los pozos e impide la marcha regular de éstos para la evacuación del carbón. Tratándose de varias venas de tierra, la separación de carbón se hace más difícil, porque para ir arrancando por separado una y otra, habría necesidad de limpiar el tajo varias veces en una misma jornada, disminuyendo así el rendimiento del picador y aumentando sobremanera el gasto de ramperos. aparte de que, como la operación es más complicada, el escogido quedará peor hecho. No es, pues, conveniente la existencia de varias vetas de estéril en contra de lo que hemos dicho para una sola, cuando ésta reúne las condiciones de potencia expresadas, al mismo tiempo que un fácil arranque, que, armonizando ambas operaciones de arranque y relleno, puede producir el máximo de rendimiento en el conjunto.

## 2.º Por el "franqueo" de los hastiales

Este franqueo que, como sabemos, consiste en arrancar una veta de tierra, más o menos dura, a techo o muro, puede hacerse de dos maneras:

a) Llevando *cortada* la tierra el picador y arrancándola en el mismo plano que el testero, o sea en un solo frente.

Puede hacerse cuando no ofrece gran dureza, y desde luego es lo más económico porque no hay que entibar más que una vez.

b) Arrancándola el picador mismo, pero más retrasada que el resto del testero.

Se hace así cuando es dura, para que arranquen mejor los tiros que hayan de dársele. Es peor sistema que el anterior porque, o se va entibando provisionalmente teniendo que volver a hacerlo de nuevo con el hastial después de arrancada, o si no se hace se corre el riesgo de que se desprenda. Por esta razón creemos preferible el procedimiento siguiente:

c) Franqueo independiente del arranque.



Tiene varias ventajas: suprime el peligro antes citado por cuanto el franqueador se encuentra el hastial posteado; el poder ir tirando las partes falsas e ir rellenando los sitios que, por ofrecer algún peligro, lo requieren con urgencia; y, por último, el no entorpecerse el trabajo a los picadores, que pueden dar mayor rendimiento. Hay, por el contrario, el inconveniente que supone la operación de franquear los hastiales falsificados, trabajo que debe encomendarse siempre a obreros hábiles, de capacidad reconocida.

### 3.° *En las fallas*

a) Tierras arrancadas en coladeros y sobreguías de paso de fallas.

Es grande, generalmente, la cantidad de tierra que estas labores proporcionan, siendo el vacío a rellenar el que marque la mayor o menor sección que ha de llevarse.

b) Las del arranque de tajos en falla.

De ordinario, éstos suelen pararse, para pasar las fallas por el procedimiento anterior; pero, si debajo de ellos existen espacios *colgados*, el arranque en ellos es muy ventajoso. La presencia de algún tajo en falla en capas anchas que no den relleno, lejos de ser un inconveniente, es una circunstancia muy favorable.

Sería muy aventurado el dar cifras del coste del relleno hecho por estos procedimientos, pues siendo muy variable según la naturaleza de las capas, sólo podría obtenerse aproximado después de muy numerosos ensayos.

### 4.° *Por niveles de relleno*

Los niveles son simples galerías que se van abriendo en el interior de las explotaciones para proporcionar tierra con el corte de los hastiales, hundiéndolas después a medida del avance de dichas explotaciones.

Es sistema defectuoso porque produce mucho hueco que después tiene que ocuparlo la tierra que se produce encima de él, ocasionándose movimientos de ella, siempre peligrosos, con la probable producción de vacíos parciales que hacen el relleno incompleto. Tienen, además, los niveles, el defecto de que si se abren varios en una explotación, como cada uno va cortando una faja horizontal de los hastiales, se debilitan éstos, con probabilidades

de desprendimientos en bloques de grandes dimensiones; lo que puede remediarse llevándolos alternativamente al techo y muro.

Aparte de este inconveniente es, a veces, el más fácil medio de rellenar cuando se trata de capas no muy anchas, con hastiales de dureza no excesiva, que permitan llevar gran sección de franqueo con un coste moderado de madera y explosivos. En capas muy anchas—regularmente en potencias superiores a 2 m.—los niveles no suelen ser ya convenientes; porque adquieren grandes dimensiones para dar pequeña cantidad de tierra; crecen los peligros antes citados, al ser de gran sección; y, el coste de madera por m<sup>3</sup> de relleno producido se eleva por el doble motivo de la menor producción de tierra y un mayor hueco a entibar. Una gran ventaja, que no debe ser pasada por alto, pues viene a resolver en parte el difícil problema del *desencolado* de pozos, es la que tienen los niveles proporcionando paso a ellos en alturas intermedias del taller, quedándolos, por así decirlo, divididos en varios trozos de más fácil acceso, siendo una propiedad ésta en extremo beneficiosa cuando se trata de explotaciones de gran altura, sobre todo en algunas que, por las condiciones de la capa, suele calentarse pronto el relleno, y además del peligro que supone el desencolar a gran altura, se hace penoso el trabajo de conservación en sus pozos, por la elevada temperatura, y a veces frecuentes emanaciones de ácido. Ha habido explotaciones en que por este motivo, y no exclusivamente para rellenar, fué necesario llevar niveles conservándolos hasta el abandono de los pozos.

La prueba para obtener datos sobre el precio de costo del m<sup>3</sup> de relleno producido por los niveles, la hemos hecho primeramente en uno, que reunía condiciones relativamente favorables: potencia de franqueo, 1,50; altura, 2,10; hastiales de mediana dureza. Se obtuvo un gasto de 4,27 para la mano de obra; 0,75 para el explosivo (el consumo de madera fué aproximadamente igual que posteando de tajo); o sea un total de 5,02 el m<sup>3</sup>. Se ha tenido en cuenta también que el nivel no produce en realidad más relleno que el aumento de volumen, o *esponjamiento*, que experimenta la tierra que en él se ha arrancado, puesto que el hueco que deja hay que volverlo a rellenar, menos un 10 por 100 próximamente que queda ocupado por la madera; esponjamiento que equivale al 70 por 100 según pruebas realizadas. Después se tomó otro que, aunque con buena sección de franqueo, era de hastiales más duros, subiendo por tal motivo el coste del m<sup>3</sup> a 6,00; y así se tomaron datos de algunos más que iban resultando superiores cada

vez, a medida del aumento de dureza. Podemos, pues, concluir: el coste del m<sup>3</sup> de relleno producido en niveles oscilará alrededor de 5,00 pesetas, para capas de hastiales relativamente blandos, que es donde se deben emplear. Muy por debajo de esta cifra es difícil obtenerlo, a no ser en capas de pequeña potencia en carbón que permitan llevar mayor sección de franqueo, pero en las que será mayor la diferencia del gasto de madera de tener que postear tajo o nivel; si está mucho más alto, deja de ser aplicable el procedimiento.

### 5.° *Por transversales de relleno*

Son cavidades que, como su nombre indica, se abren en sentido transversal en los hastiales de las capas, empezándolas con pequeña sección, para no falsificar éstos, que se va agrandando después al objeto de obtener un mayor frente de arranque, y poder producir a cada pega la mayor cantidad posible de tierra. Se economizan jornales en el movimiento de la tierra arrancada, dando estos transversales con la inclinación suficiente para que ésta corra sola o con ligera ayuda; lo que sería siempre muy ventajoso si no fuera porque, si se produce grisú, éste es más difícil de eliminar que siendo la labor horizontal, y suele acumularse en las grandes campanas que quedan.

Este grave inconveniente del grisú hace que se prescinda, siempre que es posible, de este sistema de relleno en capas grisutoras, por la dificultad con que a menudo se tropieza para la ventilación de labores en *fondo de saco*, como lo son éstas; y, porque situándose siempre estos transversales encima de los grandes huecos que tienen que rellenar, donde la velocidad del aire de ventilación está sensiblemente disminuída, es fácil que en las niveladuras de los tajos que estén sobre estos espacios vacíos se estacione el grisú que se produzca en ellos y se corra al transversal, que está próximamente a la misma altura; o viceversa, que el gas sea producido en el transversal y se extienda a los tajos: por lo cual, transversal y taller, tendrán que ser más intensamente ventilados para conseguir la expulsión; aquél, con un ventilador de mano más potente o colocando un difusor—nunca a chorro de manga de viento comprimido, que, al chocar contra una arenisca húmeda, por ejemplo, se producen los fenómenos eléctricos que conocemos, de una fuerte toma de tierra por las partículas del aire electrificadas a un fuerte potencial, con producción de

chispas, muy propicias a la inflamación del metano—; éste, con un aumento en la corriente de ventilación, no siempre fácil de conseguir; todo lo cual representa el consiguiente trastorno y paralización en la marcha de los trabajos.

Nosotros hemos estado dando transversales al techo de una capa de 60° de inclinación, y ha habido que prescindir de ellos, pues era tal la cantidad de gas que el corte de los hastiales producía, que llegaba a inundar los tajos próximos a pesar de haber en el taller una fuerte ventilación. Hubo, pues, necesidad de abandonar este sistema y probar a darlos al muro, empezándolos con más sección para facilitar la ventilación por difusión, y con la pequeña inclinación que permitiera dar la que la capa tenía; lo que resultó más caro al tenerse que palear la tierra, pero resolvió el problema, pues al muro no daba grisú, y es actualmente la manera de rellenar empleada.

En capas anchas, de potencia superior a los 2 m., que antes hemos indicado, donde no son convenientes los niveles de franqueo; si son falsas, necesitando llevar el relleno muy cerca de los tajos; y, por añadidura, no pudieran rellenarse por arriba basculando tierra, porque fueran muy tumbados, o las explotaciones muy altas, habría que recurrir irremisiblemente a los transversales, aun tratándose de capas grisutas, por no ser posible otro procedimiento de rellenarlas.

A igualdad de circunstancias, entre niveles y transversales, la presencia de grisú debe decidirnos a optar por los primeros, con los cuales el problema se presenta más atenuado, porque, aunque en la parte alta de un hueco lo haya, al llegar el nivel y rellenarlo, aumenta la velocidad del aire de ventilación y lo expulsa.

Por el contrario, en capas sin gas, y a igualdad de circunstancias también, los transversales tienen sobre los niveles sensible superioridad; porque no consumen madera, o muy poca—únicamente en los casos que haya que postear algo la entrada, sobre todo cuando se dan al muro de capas de poca inclinación en que queda éste cortado bajo un ángulo muy agudo—; el hueco que los transversales dejan no ha de volverse a rellenar como en los niveles; y, se les puede situar en los puntos que más precisen el rellenar, por su fasedad, altura, etc., etc.; lo que con los niveles no puede hacerse hasta que llegan a ellos.

Si se presentara duda sobre la elección de uno u otro procedimiento hay un factor que puede resolverla: la *perforación mecánica*. Si no la hubiera, deberíamos inclinarnos—siempre que se trate, téngase bien entendido, de un caso dudoso—por el ni-

vel del relleno, y por el transversal si se dispone de ella. En efecto: hacer a mano la perforación en un transversal es labor de poco rendimiento por ser grande el número de barrenos que se han de dar, y en el nivel, en cambio, con uno, o a todo lo más dos al día, y a veces cada dos días, es lo suficiente. Es verdad que tiene en contra el tiempo que se emplea en poner la madera; pero, siendo las dimensiones corrientes, éste es mucho menor que el empleado en dar a mano la diferencia del número de barrenos de ser nivel a ser transversal—aunque no sea excesiva la dureza de la roca que se haya de barrenar—para la misma cantidad de relleno producido.

Con perforación mecánica, por el contrario, sería pequeña la diferencia que existiera entre el tiempo invertido para realizar cada una de estas operaciones.

Hecha la prueba del coste del metro cúbico de relleno producido por transversales, en la capa antes citada, se obtuvo el de 1,90 para la mano de obra; 1,53 el de explosivo, y 1,35 para la perforación mecánica; total, 4,78. Comparadas estas cifras con las que se obtuvieron para el nivel, se ve que la mano de obra baja de 4,27 a 1,90, un 55 por 100 en el transversal; el explosivo sube de 0,75 a 1,53, 104 por 100 en el mismo. En definitiva: llegamos a la conclusión de que el coste del relleno que se proporciona con niveles o transversales es próximamente igual; unas 5,00 pesetas el metro cúbico (1), cuando se comparan ambos sistemas en condiciones normales. Son, pues, muy caros, y por lo tanto no deben emplearse más que en los casos de necesidad que hemos descrito y como ayuda de los otros.

## RELLENO CON TIERRA DE GALERIAS

### 1.º *La producida en preparación*

Las tierras de la preparación son empleadas para relleno casi en su totalidad; bien porque sean de guías que van en *rasgado*, proporcionando así el relleno más económico de que disponemos en la mina, al mismo tiempo que suprime los gastos de transporte al exterior; o porque es más conveniente generalmente—según los datos numéricos dados anteriormente—emplear como relleno la

---

(1) *Hatón* considera que la tonelada de carbón explotada consume 1 m<sup>3</sup> de relleno. Por consiguiente, es indiferente hallar el precio de coste para una u otro.

tierra de todas las demás guías y transversales de preparación, aunque haya que transportarla, que arrancarla en las explotaciones.

Hay minas nuevas como el *Pozo Mosquitera*, por ejemplo, que con la tierra de preparación tiene casi relleno suficiente. Claro que esto no es lo frecuente, ni mucho menos, porque se trata, puede decirse, de una mina en período de preparación; pero también es cierto que teniendo cuidado de que la marcha de las preparaciones guarde parejas con las necesidades de relleno en las distintas zonas de las minas, se pueden tener labores, complementarias unas de otras, que serán sumamente beneficiosas. En el paquete de *Entrerregueras* llevamos siempre en estéril las galerías de transporte, las cuales suministran gran cantidad de tierra que empleamos como relleno en *Cantera* y *Fuente*, capas anchas de difícil relleno, que van próximas a ellas.

## 2.º *Las de conservación*

Estas se producen en menor cantidad, y hay que hacer de ellas la salvedad de que no convienen para rellenar las que, por ser de limpieza de cunetas, de *estallas* de macizos de protección, queiebras, etc., pueden llevar alguna cantidad de carbón susceptible de producir incendios.

---

Una advertencia interesante debemos hacer respecto al aprovechamiento de estas tierras. Como cada día se está dando más preferencia a las balanzas para la comunicación interior de unos pisos a otros, deben proyectarse, siempre que económicamente sea posible y el servicio a realizar lo merezca, con su correspondiente motor, y no de simple freno, para que sea posible subir por ellas las tierras a emplear como rellenos. Con la economía que esto supone quedarán muy pronto amortizadas. Hay otra manera de poder subir tierra sin motor, que es como nosotros lo hemos resuelto en un caso que se ha presentado, y que hubiera sido costosa la instalación eléctrica por distar la balanza cerca de 2 kilómetros de boca-mina: dándole sección para que las julas sean de dos vagones. Así cada dos vagones de carbón que bajan pueden subir uno de tierra, y el que sube con tierra puede bajar cargado de carbón para subir dos vacíos que sustituyan en el piso a los dos cargados que bajaron primero, y así sucesivamente. Es

necesario disponer para esto de vagones cortos (los que nosotros emplearemos en este servicio son de 1,45 de largo) porque de lo contrario la sección sería excesiva y resultaría la balanza más cara que si se la hubiera hecho para un vagón con motor.

---

Como dato numérico hemos obtenido el coste aproximado del relleno por tonelada de carbón en el mes de noviembre último para un conjunto de explotaciones que produjeron unas 8.000 toneladas. El importe de gastos en rellenar, incluyendo explosivos, ha sido de 1,10 por tonelada producida, sin tener en cuenta el sobreprecio que en los testers supone el tener que llevar alguna veta de franqueo, pues en aquellas capas que la tierra va entre venas de carbón nada hay que abonar por su arranque. Este sobreprecio le calculamos que recargará el coste del relleno en 0,25 próximamente; recargo que creemos de sobra compensado con la economía que por el contrario supone el no tener que transportar al exterior la tierra de las guisa que queda para relleno.

Es sumamente difícil hallar la proporción en que entrará en el relleno de una mina cada uno de los procedimientos citados: variará muchísimo de unas a otras, y hasta de uno a otro mes, según las capas presenten mayor o menor potencia de tierra; el carbón, salga limpio o no, con lo que variará el hueco producido; haya más o menos preparación; las galerías hagan o no fácil el arrastre, etc.; pero, esta cifra hallada de 1,10 por tonelada no debe de parecernos baja si se compara con los datos anteriores. En las capas que hemos tomado, correspondientes a los paquetes de *Entrerequeras, Sotón, María Luisa y Generales*—o sea, un promedio bastante amplio—podemos decir, sin temor a equivocarnos, que dan tierra para rellenar cerca de una tercera parte del hueco producido por la explotación sin gasto alguno: hay otra parte, también muy importante, rellenado por tierra de preparación y conservación que, aun prescindiendo de que el no transportarlas al exterior supone economía—por cuanto ésta queda compensada por el arrastre hasta las explotaciones, movimiento de la tierra en éstas, y el sobreprecio en tajos a que antes hemos aludido—es de coste nulo igualmente; y queda la parte más costosa para completar, aquella que tenemos que hacer con tierras de exterior, franqueos, etc.; la cual, en el caso más desfavorable, puede estar integrada por partes iguales de los sistemas más arriba descritos (los niveles y transversales entrarán casi siempre en menor

proporción y son los más caros). Luego, repetimos, la cifra 1,10 no debe parecernos baja comparada con la de cada uno de los procedimientos de rellenos señalados, sino que, por el contrario, ella es la que nos da alguna idea de la proporción en que éstos entran a integrar el relleno total.

## RELLENO PARCIAL Y AUTORRELLENO

La carga económica que sobre la explotación ejerce el relleno llamado *completo*, del que hasta ahora nos hemos venido ocupando, hizo pensar en hacerle *parcial*. Empezó a hacerse en Inglaterra, y posteriormente, en 1927 y 28 en Alemania, extendiéndose después a otros países. Se emplea en capas de inclinación pequeña, en las que el arranque se hace en frentes horizontales con descalzadoras, construyendo unos muros con la tierra que se produce al provocar hundimientos parciales del techo, que van situados según líneas de máxima pendiente y distanciados más o menos según la seguridad de éste, en el cual se va al mismo tiempo provocando una línea de fractura, paralela al frente de arranque—quitando las pilas de madera, o sostenimientos metálicos, a una distancia conveniente de él según la resistencia de los estratos—, con la que se evita que los hundimientos se produzcan en el mismo frente donde trabaja el personal de arranque. Se aplica también el hundimiento completo del techo, sin la construcción de muros, quitando la madera de la misma forma, sistema que recibe el nombre de *autorrelleno integral*.

Son procedimientos que han dado resultados excelentes no sólo por el aumento del efecto útil, con la correspondiente economía, sino también por el menor número de accidentes debidos a los hundimientos y desprendimientos de piedras, que indudablemente han disminuído con ellos. La subida en el efecto útil es evidente, habiendo llegado en algunas minas, como en la Oranje-Nassau (Limbourg holandés), a alcanzar un 34 por 100 más por relevo de arranque (1). La disminución de hundimientos es debida, además de la fractura del techo paralala al frente—de la que ya hemos hecho mención y con la que se evita que bloques de grandes dimensiones pesen sobre él—a un más fácil control de los estratos superiores, pues los muros de piedras gruesas son más difícilmente compresibles que un relleno corriente, y, al ser más lentos

---

(1) Max Nokin (R. U. M.)



los movimientos del techo, pueden ser seguidos con más uniformidad por todos sus estratos, evitando que, mientras los inferiores queden flexionados y hasta fracturados, por efecto de movimientos rápidos, los superiores permanezcan inalterables gracias a su distinta elasticidad, con lo que se producen los huecos, *lagunas de Weber*, que los dejan sin sostén y son la causa de los desprendimientos bruscos en grandes extensiones. Una estadística de la mina Jacobí (Alemania) da un promedio con el relleno completo de 4,78 accidente para 10.000 jornales, y 3,65 con el parcial (Max Nokin). Bajan, por tanto, el 23 por 100.

En algunas minas de Asturias se ha empleado este sistema de muros cuando se trataba de capas potentes, tumbadas, y de techo firme, en las que se arrancaba con descalzadora. En otras, se ha explotado por macizos cortos, cuyos huecos se llenaban alternativamente con muros de *costeros*. También se empleaban los muros en algunos casos de explotación por testeros corrientes, situándolos en las proximidades de los pozos, paralelamente a ellos, con lo que quedaban éstos protegidos de la presión del techo.

Creemos, en vista de lo dicho, que en las capas de inclinación inferior a 35° y techo regularmente seguro, se debe intensificar el uso de muros, que saldrá mucho más barato que el relleno ordinario, muy costoso en las de éstas características, cuando no dan tierra suficiente. Además, los pozos y galerías se conservarán en mejor estado.

## RELLENO POR PROCEDIMIENTOS MECANICOS

Las rellenadoras y los procedimientos hidráulicos y pnaumáticos tienen los dos principales fines siguientes:

1.º Que el *coeficiente de relleno* sea lo más elevado posible.

Se entiende por *coeficiente de relleno* la relación entre el volumen del relleno introducido y el volumen explotado. Tiene gran importancia el conocerle en capas anchas y tumbadas—donde es difícil rellenar bien para que no queden huecos debajo del techo—porque es el que indica si el relleno ha quedado bien o mal hecho. Con el relleno hecho a mano suele oscilar entre 0,50 y 0,60, y con el mecánico puede llegar próximo a 0,90.

2.º Obtener la más uniforme y alta *compacidad* posible.

Compacidad es la inversa del grado de esponjamiento de un relleno. Cuanto mayor sea aquélla, menor es la compresión del relleno al ser sometido a presión por los hastiales de las capas,

y por consiguiente menores serán los movimientos del terreno en las zonas explotadas. También ejerce gran influencia sobre estos movimientos la uniformidad de dicha *compacidad*, o de la que es inversa: la compresibilidad, que depende de la naturaleza y tamaños de los rellenos, siendo el mejor, según experiencias, el compuesto por 2/3 de squistos triturados y 1/3 de arena (1). En explotaciones situadas debajo de pueblos, o vías férreas, principalmente, en las que es necesario reducir al mínimo los movimientos, son de gran aplicación estos procedimientos de relleno.

En Asturias—donde las capas no son ni muy *tumbadas* ni muy potentes, el relleno se hace bastante completo fácilmente, y los *pises* de terreno no adquieren mucha importancia—, no se siente una imperiosa necesidad de tener que llegar a elevados coeficientes de relleno y compacidad. Como por otra parte los medios mecánicos tienen elevados gastos de instalación, conservación y de consumo de energía, ya sea eléctrica o neumática—, para mover las rellenadoras, achicar el agua en el hidráulico y producir el arrastre del relleno por presión de aire en tuberías, en el neumático—parece a simple vista que recargarán mucho el precio de coste de la tonelada de carbón. Veamos la aplicación que pueden tener aquí los coladeros oscilantes, rellenadoras mecánicas y los sistemas hidráulico y neumático, sin entrar en la descripción de ellos por ser de todos conocidos y salirse del objeto de este trabajo.

Los primeros son empleados para transportar en grandes explotaciones, no sólo el carbón, sino también el relleno, cuando las capas tienen pequeña inclinación. Puede hacerse de tres maneras la operación (Max Nokin, Revue Universelle des Mines): colocándose los paleadores a lo largo del coladero, del cual toman el relleno para echarlo fuera, en cuyo trabajo pueden ponerse varios a la vez; dejando que el relleno salga por el extremo inferior del coladero de donde es paleado para ponerlo en el sitio que se quiera rellenar; y, combinando ambos sistemas. El primero puede introducir más cantidad en un tiempo dado por no ser tan limitado el número de paleadores; pero, el segundo da más rendimiento por cada uno de éstos al no tener que tomar el relleno con la pala del coladero en movimiento, sino del montón que forma a la salida.

Puede tener aplicación este segundo método en Asturias, donde no es necesaria de ordinario una gran cantidad a introducir con urgencia, cuando las explotaciones se presenten con incli-

---

(1) M. Gueur.

naciones inferiores a 35°, en los que ya supone un gasto elevado el realizar a mano tal operación.

Fritzsche estableció un diagrama de rendimientos de los coladeros según la potencia de las capas. Llegó a obtener el máximo para espesores entre 1,30 y 1,40, que son en las que el trabajo se hace más desahogadamente, pues por debajo de éstos el personal se mueve con más dificultad, y por encima, el paleo del relleno es penoso cuando hay que hacerlo junto al techo.

El de las *rellenadoras* es un problema que está aun en período de prueba. Hay gran variedad de clases: las de proyección centrífuga, de pala proyectante, de raedera, etc.

Son empleadas para rellenos a gran *compacidad*, en los que debe mantenerse ésta lo más constante posible, pues si tiene grandes variaciones, los movimientos de descenso del techo variarán de amplitud de unos sitios a otros, con más peligros de hundimientos en los frentes y desigualdad de *pises* en superficie.

Tienen las rellenadoras el serio inconveniente de ser muy complicadas para una marcha continua, produciendo muchas paradas por roturas de piezas. Darán, pues, mejor resultado las de construcción más sólida y simplificada.

Su empleo debe hacerse en capas que permitan su desplazamiento sin grandes dificultades: es decir, en capas anchas y de poca inclinación. Es además en los de estas características donde precisamente será más necesaria su aplicación, cuando se quiera haer un relleno compacto, por las dificultades que ofrece el hacerle a mano.

En cuanto a precio de coste del relleno, son relativamente económicas, sobre todo empleando energía eléctrica. Fritzsche da un precio de coste medio por tonelada de 5,10 fr.: el más bajo, como se verá, de los promedios mecánicos.

El relleno *hidráulico* ya se estudió si sería útil en Asturias, habiéndose llegado a conclusiones negativas. Como procedimiento general no es conveniente por varias razones. En primer lugar, como uno de los fines que con el hidráulico se persigue es el impedir en lo posible los movimientos del terreno, los sistemas de explotación que después de hecho el relleno tengan que dejar galerías para ser rellenadas posteriormente cuando se proceda al abandono de las capas, no son convenientes, porque este relleno resultaría más difícil, y el de conjunto, deficiente; por lo tanto, el procedimiento de *testeros*, empleado generalmente, no es el más apropiado, siéndolo por el contrario el *stossbau* y los *pilares con relleno* que aquí no se emplean. Ha de tener que alternarse en las explo-

taciones los trabajos de arranque y relleno, teniendo que pararse aquél mientras se hace éste, lo que supone—para no disminuir la producción de la mina, que acarrearía una subida en el precio de coste—tener preparados tantos talleres como los que simultáneamente se hayan de rellenar, con el consiguiente aumento de gastos en preparación y conservación. El alto coste de tuberías e instalaciones de mezclas que llega a alcanzar el 40 por 100 de los gastos totales del sistema, el cual le haría prohibitivo en la mayoría de las minas, por los grandes recorridos de galerías que hay, de ordinario, en relación con la producción, etc. Tiene, por el contrario, el hidráulico ventajas muy grandes aplicándolo en capas de gran potencia y pequeña inclinación: todos los conciernes a un relleno completo; pero que en Asturias, por el hecho de presentarse pocas capas de estas características, no son suficientes, en contra de tantos inconvenientes, para que su empleo pueda generalizarse.

El precio de coste por tonelada, según se ve, en Centre de Jumet, que cita Max Nokin (R. U. M.), puede distribuirse así:

|                                          |       |         |     |          |
|------------------------------------------|-------|---------|-----|----------|
| Amortización (tubería solamente)... ..   | 1,02  | francos | por | tonelada |
| Mano de obra... ..                       | 6,74  | —       | —   | —        |
| Energía... ..                            | 1,52  | —       | —   | —        |
| Aceites, grasas, harpillera, etc. ... .. | 1,30  | —       | —   | —        |
|                                          | ———   |         |     |          |
| Total.                                   | 10,58 |         |     |          |

Está sin incluir amortización de instalaciones, bombas, etcétera, así que incluyéndola resultará lo suficientemente elevado para que se salga de las posibilidades de empleo en estas minas.

El relleno *pneumático* consiste, en líneas generales, en el arrastre del relleno, por tuberías, a presión de aire comprimido. Hay varios modos de hacerlo: aparatos que realizan el relleno y lo transportan por galerías y explotaciones; otros sólo por explotaciones; y, por último, los que realizan solamente la operación de rellenar propiamente dicha.

Tiene el *pneumático* apreciables ventajas sobre el hidráulico. En primer lugar, la de que no hace falta parar el arranque en las explotaciones para rellenarlas; suprime el inconveniente que en la mina supone la humedad, beneficiando en cambio la atmósfera la introducción de aire a presión; la compacidad del relleno no depende de la inclinación de las capas como en el anterior, etc.

Como el hidráulico, tiene elevados gastos de instalación y energía. El mismo autor cita varios casos de precio de coste con este

sistema estando todos comprendidos entre 8 y 10 fr., de los que corresponden para amortización y energía el 50 ó 60 por 100 (téngase en cuenta lo costosa que resulta la energía pneumática y las instalaciones de compresores que serán necesarias).

Podemos ya sacar la conclusión de que no siendo en algún caso particular que requiera un relleno de alto *coeficiente y compacidad*—como los que ya hemos citado de paso de explotaciones bajo líneas férreas, canalizaciones, pueblos, etc.—, no será posible, por lo costoso, el empleo de estos últimos sistemas si no se quiere sobrepasar mucho el actual precio de coste. Únicamente creemos posible el uso de la rellenadora para realizar un relleno compacto, dentro de una relativa economía, en las contadas capas en que fuera posible su empleo.

Después de lo dicho pasemos a deducir algunas

### CONCLUSIONES

1.ª En las capas de buenos hastiales, en las que el rellenar no es muy urgente, si las explotaciones que se llevan no son muy altas—de ordinario no superiores a 50 m.—, y la inclinación de la capa no es inferior a 45°, el más económico sistema de relleno y más empleado, unas veces exclusivamente, otras como ayuda de los demás, es el introducir tierra en las explotaciones; las que según su procedencia serán indicadas para una u otra clase de mina.

2.ª Las procedentes de levadero, para pozos que tengan buenos medios de transporte y no muy largos recorridos.

3.ª Las de escombreras, en pozos alejados de lavadero y en minas de *monte* con económicos transportes de exterior e interior.

4.ª Las de procedencia vegetal para prevenir o sofocar incendios.

5.ª En todas las minas se aprovechan más o menos para relleno las tierras de interior (preparación y conservación) cuyo transporte a las explotaciones no resulte más caro que el arranque de otras en ellas.

6.ª Las capas que llevan un *pastión* entre venas cuya potencia es del 35 al 40 % de la caja total de la capa, no necesitan otro relleno porque dan tierra bastante. En las que no la dan, ni se rellena suficientemente por uno de los medios antes citados, hay que hacerlo como sigue.

7.ª En las que tengan hastiales blandos debe llevarse el franqueo al mismo tiempo que el tajo, vaya aquél algo retrasado o no.

8.ª Si este franqueo fuera más duro y hubiera necesidad de darle tiros debe hacerse independientemente del avance del tajo, encomendando tal trabajo a obreros expertos.

9.ª Cuando el franqueo es de mediana dureza, y se puede llevar con una gran sección para un gasto moderado de explosivos y maderas, o se desea djejar paso a los pozos en una explotación de gran altura, el nivel de relleno tiene a veces aplicación; pero téngase bien presente que es caro y que sólo debe emplearse en la imposibilidad de aplicar uno de los anteriores.

10. Si las capas fueran muy falsas y de gran potencia, será necesario llevar el relleno muy cerca de los tajos, y habrá que rellenar con transversales, sobre todo si se dispone de perforación mecánica que facilite el arranque; sin olvidar tampoco, como con los niveles, que también resultan caros, y que para recurrir a ellos se deberán agotar antes todos los medios de rellenar de otra manera.

11. Los procedimientos mecánicos resultan caros para poder generalizar su empleo en Asturias. Solamente la rellenadora mecánica podría tener alguna aplicación en el caso de querer hacerse un relleno compacto en capas anchas y poco inclinadas.

12. Debe insistirse en el relleno *parcial* no abandonando la construcción de muros con *costeros*, y, a ser posible, probar el sistema de *autorrelleno* en las capas que a ello puedan prestarse.

---

Terminado de ver lo concerniente a rellenos, sigamos con el estudio sobre el empleo de tajos largos o *series*, asunto que va tomando mayor importancia cada día con la implantación de los martillos picadores, para relacionarlo, por último, con lo expuesto anteriormente.

## CAPITULO II

### TAJOS LARGOS O SERIES

Los fines que con el tajo largo se persiguen, son:

a) *El de aumentar el efecto útil del picador, sobre todo al emplear martillos picadores.*

No hay duda de que el picador que arranca en una serie con martillo, obtiene, en el mismo tiempo, mayor superficie desuhallada que en un tajo corriente de 3m. En efecto:

1.º Tiene que nivelar el tajo menos veces; operación que con martillo es más costosa, generalmente, que al explosivo.

2.º Al tener que hacer menos niveladuras, será también menor el número de frenos que haya que poner.

3.º En mayor altura de tajo el carbón *afloja* más.

4.º Puede hacerse una *regadura* de la serie en menos tiempo del que llevaría si estuviera dividida en dos tajos cortos, porque, al ayudarse el picador para hacerla con el peso del cuerpo y martillo, le sería más difícil, al terminar en un tajo, mudar de sitio y tener que empezar a *regar* el otro, con la consiguiente pérdida de tiempo al verificar este cambio de posición y lugar. Lo mismo puede decirse del arranque del carbón, una vez *regada* la vena, y aun del de capas sin *regadura*.

En cuanto al rendimiento, contra más alto sea el tajo, mayor será el que podrá dar el picador; pero, en este sentido, debe haber un límite máximo por encima del cual el efecto útil total de una explotación empezará a disminuir, porque al aumentar la altura en que cada picador tiene que trabajar disminuye el número de ellos que pueden colocarse. Debe, pues, estudiarse en cada capa, según las condiciones de dureza al arranque, naturaleza de hastiales, altura de la explotación, etc., la que debe darse a los testers, y que pudiéramos llamar crítica, para que, armonizados los dos factores—altura de tajos y número de picadores—se llegue a obtener el máximo de rendimiento.

Se llevan de varias dimensiones: 5, 6 y hasta 9 y 10 m. Creemos que el de 6 m. debe ser el de resultados más favorablec, no siendo para rozadoras en capas que lo permitan, pues aunque cada picador dé más efecto útil en el de 9, al ser una tercera parte menor con esta altura el número de tajos y por consiguiente el de picadores—suponiendo que cada picador tiene uno solo—, el efecto útil total con inclusión de vigilantes, franqueadores, ramperos, etc., resultará menor al disminuir la producción, porque es evidente que el recargo producido por estos jornales, que no son de arranque propiamente dicho, sobre el precio de coste, por mucha economía que de ellos se llegue a hacer, siempre aumenta a medida que el número de toneladas producidas disminuye.

b) El que es objeto de nuestro estudio: *Obtener explotacio-*

nes muy "montadas", o de corte desarrollo, que permitan un relleno más fácil.

Es indudable que a mayor altura de tajos el taller tiene menos recorrido, y el talud del relleno puede tener mayor pendiente, facilitando así el deslizamiento del que se eche por la parte superior, y obteniéndose, en consecuencia, mayor proximidad de dicho talud al frente de arranque. Un taller *montado* necesita además menor conservación de tajos y pozos, y un menor gasto de ramperos.

Debe tener, sin embargo, un límite esta altura, que variará, principalmente, según la seguridad de los hastiales de la capa, aparte de lo dicho respecto al rendimiento.

El tajo de 5 m. se emplea en capas falsas, porque siendo de 2,5 el largo de la madera, puede ponerse el bastidor de cada *jugada* apoyando sobre el de la inferior, para no dejar espacio alguno entre ellos que quede sin entibar, de manera que la madera vaya lo que se dice *encadenada*. Si los hastiales son seguros, se aumentará la altura hasta los 6 m. Cuando ya se trata de capas de gran seguridad se llega hasta el tajo de 9 y 10 m.

Respecto a seguridad no hay que decir que el de 6 m. ofrece más garantías que el de 9 m. La menor probabilidad de que se corte un hastial al ser menor el hueco producido; más frecuente vigilancia de los puntos falsos por parte del picador, con una mayor facilidad y seguridad en el posteo; menores espacios colgados, etc., son circunstancias todas ellas que saltan a la vista.

En resumen: se deduce que, para capas que no tengan unos hastiales de firmeza excepcional, ni tampoco falsedad excesiva, debemos emplear el tajo de 6 m., que no solamente es el que nos ofrecerá suficiente seguridad, sino el que nos dará también, teniendo completo el número de picadores en los talleres, el mayor rendimiento.

Hay algunas capas en que, por su elevada potencia, poca consistencia del carbón y hastiales falsos, no es posible el empleo de tajos altos, porque se corren mayores riesgos de tener hundimientos y *derrabes*, con el consiguiente peligro para el personal, además de que los últimos suelen ser muchas veces motivos de incendios por la casi imposibilidad con que, a menudo, se tropieza de sacar todo el carbón que, al hundirse mezclado con tierra, queda enterrado. En ocasiones, estos *derrabes* dan lugar a taponamientos en la ventilación que, en capas grisutoras, son un serio inconveniente si se inunda de gas el taller, por la difi-



cultad que supone el ventilar en *fondo de saco* un espacio de gran capacidad.

Hemos terminado de ver el relleno con las diversas maneras de hacerlo, y el empleo de los tajos largos con el fin que ellos persiguen; pasemos ahora a relacionarlos y estudiar qué combinaciones deben hacerse con unos y otros para llegar a obtener los mejores resultados.

### CAPITULO III

Sería inútil querer deducir de todo lo expuesto una serie de reglas que nos indicaran en cada caso qué sistema de relleno y altura de tajos iban a ser los más convenientes: en las labores mineras se presentan en todo momento problemas que el ingeniero tiene que resolver con arreglo a cada caso particular. Por consiguiente, sólo pretendemos sacar una orientación que nos sirva de norma general, para aplicarla después las variantes que las distintas soluciones requieran.

Vamos a considerar dividido el estudio bajo dos aspectos, según el procedimiento general de rellenar que se emplee.

A) *Cuando el introducir relleno en las explotaciones es el sistema exclusivamente empleado.*

Hemos dicho que uno de los fines que el tajo largo persigue es el de un relleno fácil. Efectivamente: el más sencillo consistirá en volcar las tierras por la guía superior y que ellas, deslizándose según su *talud natural*, descendan hasta la parte inferior de las explotaciones sin necesidad de gastar jornales en hacerlas correr. Pero esta operación no resulta tan sencilla en la práctica: con gran frecuencia el relleno se va quedando retrasado teniendo que disminuirse el arranque; otras, no puede realizarse porque se estorbarían mutuamente ambos trabajos de arranque y relleno. *Una buena marcha de la explotación será aquella en que el relleno no estorbe ni interrumpa el arranque y viceversa*; para lo cual es necesario que exista—además de la inevitable distancia que es necesaria para realizar ambos con independencia—cierto paralelismo, por lo menos aproximada, entre el talud, sea o no natural, y el tendido medio del frente de arranque (línea que unirá los puntos medios de los tajos).

Nos fundamos en lo siguiente. Partiendo de la base de que se emplee siempre que sea posible el talud natural, supongamos éste situado en T, y que se tienen tres frentes rectos, imaginarios,

de arranque,  $F_1$  paralelo a  $T$ ,  $F_2$  de mayor inclinación que  $T$ , y  $F_3$  de menor. En el frente  $F_1$ , las alturas, contadas según las líneas de máxima pendiente de la capa, desde un punto cualquiera al relleno—tal que la  $h_1$ —son iguales y el espacio sin rellenar es un paralelepípedo. En el  $F_2$ , las que están por encima del punto medio  $O$ —la  $h_2$ , por ejemplo—son mayores que la altura media  $h_1$ , con mayores probabilidades de hundimientos. Con el  $F_3$  las alturas al relleno son mayores del punto medio hacia abajo, siendo la máxima la que hay al extremo inferior del talud  $h_3$ . Cuanto más varíen los ángulos que  $F_2$  y  $F_3$  forman con  $T$ , más variarán las alturas  $h_2$  y  $h_3$ , en contra de lo que hemos dicho para cuando son paralelos. Los espacios vacíos son en estos casos prismas trapezoidales con la base mayor hacia arriba en el frente  $F_2$ , y hacia abajo en el  $F_3$ ; es decir, en forma de cuña, lo que indica claramente que el frente  $F_3$  es más susceptible a movimientos de descenso del techo que el  $F_2$ ; pues si dicho hastial o los dos se cortaran, o al menos debilitaran, según las dos líneas  $T$  y  $F_3$ —lo que es posible, porque según se ve (Fig. 2) en un corte horizontal del taller, los hastiales  $t$  y  $m$ , suponiendo la capa vertical, sufren flexión; primero, en los puntos  $F_3$ , que corresponden a la línea del frente, al ser arrancada la vena de carbón  $C$ ; después en  $T$ , al recibir el relleno  $R$  el peso de los estratos—; si dichos hastiales, repetimos, se llegaran a cortar, el descenso, según línea de máxima pendiente, sería ayudado con el frente  $F_3$ , mientras que con el  $F_2$  sería dificultado. El  $F_2$  tiene en cambio el inconveniente de que el centro de gravedad de la superficie descubierta del techo está más alto que en el  $F_1$ , siendo en él más fácil una rotura, y con mayor razón que en el  $F_3$ . De todo lo expuesto se deduce que, como pretendíamos demostrar, lo más conveniente es el frente  $F_1$  paralelo al talud.

Ahora bien: la mayor o menor inclinación media del frente, depende de que la altura de los tajos sea mayor o menor que la separación entre ellos. Si se emplea para el relleno el talud natural—que es aproximado en este caso a los  $45^\circ$ —la separación de los tajos, para que haya el paralelismo citado, debe ser igual a la altura—suponiendo la capa vertical—. De ésta ya hemos tratado teniendo en cuenta las condiciones, de seguridad local del tajo, y las de arranque; pero, puede suceder que si se emplea grande, y se quiere dar una separación de tajos igual a ella, nos resulten éstos demasiado distanciados. Así, pues, deben tenerse en cuenta para resolver, en cada caso, todos los factores: condicio-

nes de seguridad general del taller, de cada tajo en particular, facilidad en el arranque y posteo, etc.

Dando a los tajos una separación menor que la altura, el frente de arranque queda situado como el  $F_2$ . Si se le da mayor, lo estará como el  $F_3$ . Por tanto, según lo dicho anteriormente, en la casi imposibilidad material que supone en la práctica el llevar los frentes con una inclinación media dada, debe optarse siempre por dar a los tajos *una separación un poco menor que su altura*—separación que irá disminuyendo a medida que disminuye la inclinación de la capa, pero para simplificar hemos supuesto esta vertical—, pues la práctica demuestra que si no se tiene una vigilancia constante, aquélla tiende a aumentar—algunas veces inevitablemente si se encuentran fallas—, y se llega, irremisiblemente, a obtener la inclinación de frente  $F_3$ .

No sólo con respecto a la seguridad de los hastiales debe tantearse la separación entre tajos. La distancia debe tener también un límite mínimo, porque si van demasiado cerca pueden los picadores estorbarse unos a otros, con peligro de accidentes. En los casos de *derrabes*, bastante frecuentes en capas anchas, sobre todo si dan agua, el picador está más en peligro si está próximo al corte del tajo superior, que es por donde aquéllos se producen más fácilmente. Creemos prudencial el límite mínimo de 2,5 de separación entre tajos de 3 m. de altura, en capas de regular potencia y seguridad, haciéndola aumentar, por lo dicho anteriormente, según lo haga la altura; el de 3 y 3,5 cuando la potencia aumenta y la seguridad de hastiales disminuye.

Hemos supuesto hasta ahora fijo el talud del relleno, coincidiendo con el natural. Si tuviera una inclinación menor, habría que palear la tierra, dejando de ser económico. Si, por el contrario esta inclinación fuera mayor, resultaría peligroso porque habría que tenerlo sostenido con barreras o *replenes* y podría ponerse en movimiento por cualquier motivo. En teoría es por consiguiente insustituible el talud natural. En la práctica no hay que decir lo mucho que dista de ser uniforme la pendiente que adquiere el relleno; pero a que sea lo más posible se debe tender, pues llevaremos así éste más ordenado y sin interrupciones.

B) *Cuando se emplean, solos o como ayuda, los procedimientos de dar tierra en las explotaciones, que es el caso más frecuente.*

En estos casos, no hay que añadir a lo dicho más que el talud es muy irregular, porque avanza más en los puntos situados debajo de aquellos en que se esté dando tierra, quedando retrasado

en el resto; pero, no teniendo el relleno tanta necesidad de recorrer la explotación, como sucede en el caso anterior,—puesto que se va dando donde hace falta—*el mayor o menor tendido de los tajos no ejerce influencia tan decisiva para poderle realizar*, y es posible permitir, si algún otro motivo hay que lo aconseje, una menor altura en ellos, con mayor separación.

Tenemos un ejemplo típico en la capa que antes hemos citado, rellenando con transversales. Son talleres de 60 m. de altura, con potencia superior a los 2 m., y de hastiales muy falsos—hasta el extremo que en algunos tajos el relleno tiene que ir tan cerca que no deja más que el paso imprescindible—, tropezándose además con el inconveniente de tener muy poca tierra de preparación y conservación, en aquellos pisos, con qué poder rellenar. Era, en suma, imposible usar otro sistema que el transversal, el cual permitía—puesto que ya no había necesidad de llevar el taller tan montado como si se hubiera rellenado por arriba—el empleo de tajos cortos de 2,5 m., al objeto de poder *encadenar* la madera para la mayor seguridad del testero. La separación de los tajos era, por el contrario, como mínimo de 3 metros.

## RESUMEN

Finalmente, podemos deducir las conclusiones siguientes:

1.º En toda capa de buenos hastiales, que se empleen o no martillos picadores, pero con más motivo si se emplean, deben llevarse tajos de 6 m. de altura; y, el relleno, se hará en su mayor parte basculando tierra por su parte alta, aparte de lo que en la explotación normal se produzca—si la inclinación no es inferior a 45° y la altura no pasa de 50 m.—, para lo cual tendrán que ir los tajos a una distancia algo inferior a su altura en las capas verticales, pero que irá disminuyendo a medida que aquéllas vayan siendo más tumbadas.

2.º Cuando la capa es algo falsa y quiere seguir empleándose el tajo largo, se usará el de 5 m., siendo el procedimiento de relleno el mismo si no varían las demás características citadas.

3.º Puede también llevarse el tajo de 5 ó 6 m. y tener que rellenar en mayor proporción con tierras arrancadas en explotaciones: a) Por tener la capa una inclinación inferior a 45°; b) La altura del taller superior a 50 m.; c) Por no disponerse de tierras que bascular.

4.º Si no se emplearan los tajos de gran altura, como es to-

davía muy frecuente donde no se han instalado martillos picadores, será más difícil hacer un buen relleno sin ayuda de tierras de explotación, y habrá necesidad casi siempre de combinar ambos sistemas.

5.ª En capas anchas y muy falsas habrá que recurrir al tajo de 2,50 m., con el cual es indudablemente más difícil aun hacer un buen relleno por basculado—si éste ha de ir por imprescindible necesidad a muy poca distancia de los tajos—imponiéndose entonces el ayudarle con transversales.

---

Es cuanto tenemos que decir sobre el relleno de explotaciones por esta zona. La idea que con este modesto trabajo perseguimos es el recordar que es uno de los problemas más importantes de la mina, y, a veces, de los más difíciles de resolver—por lo menos económicamente—, pero del que creemos es posible sacar algún partido todavía si se hace aplicación de las siguientes consecuencias que hemos deducido: ir a la implantación de los sistemas de relleno *parcial* y *anterrelleno* en aquellas capas que lo permitan; intensificar en gran escala la introducción de tierras de lavaderos y escombreras, dotando a estas últimas de instalaciones que faciliten la carga; proceder a instalar *coladeros oscilantes* en las capas de pequeña inclinación en que se necesite rellenar, y *rellenadoras* en las que sea preciso un relleno compacto, y posible su empleo, etc.

Todo esto unido a la manera de llevar las explotaciones—que hemos expuesto—serían circunstancias que favorecerían considerablemente las condiciones de los rellenos haciéndolos más económicos y eficaces.

---

ANTONIO CASTELLS HUERTA

---

## PERFORACION RAPIDA DE TUNELES

---

De extraordinaria importancia es en la casi totalidad de las explotaciones mineras la perforación de galerías, túneles y pozos de preparación o de servicio del arranque.

Cientos y cientos de metros miden estos caminos de salida de los minerales, que perforados en roca estéril sólo gastos producen, y cuyo costo se refleja con alguna importancia en el de la tonelada arrancada.

Los elementos con que actualmente cuenta el ingeniero para la ejecución de estos trabajos permiten obtener resultados magníficos; pero es sin duda este trabajo, entre todas las labores de la mina, el que exige una organización más escrupulosa y una atención más delicada.

Salvo contadas excepciones, el secreto de los costos reducidos está en obtener el máximo avance posible por disparo, y en muchos casos el problema está en conseguir el mayor avance posible por día.

Citaremos algunos casos como ejemplo de lo que en esta materia se puede conseguir y se está consiguiendo.

En la mina *Eureka*, Remsey, Michigan (U. S. A.), se perforó un crucero en roca dura, consiguiéndose un avance de 284 metros en treinta y un días consecutivos de trabajo, es decir, 9 metros de avance por día.

En la *United Verd*, Arizona (U. S. A.), se perforó un túnel para salida de minerales de 3 por 2,80 metros de sección, y se obtuvo un avance de 210 metros por mes.

En España, en las minas de Río Tinto, se perforó un plano

inclinado en roca dura y con un 28 por 100 de pendiente, y en la galería de avance, de 2,5 por 2 metros de sección, se obtuvo un avance de 225,60 metros en sesenta y tres días consecutivos, con un avance máximo de 4,80 por día.

Si pasamos revista a los túneles de ferrocarriles construídos en estos últimos años, los avances conseguidos son aún mayores, y nos encontramos, por ejemplo:

El túnel de Moffat, en la línea de ferrocarril de Denver y Salt-Lake, Colorado (U. S. A.), donde obtienen un avance de 385 metros al mes, con una sección de 5,50 por 8 metros.

Y en Japón, el túnel Yubiso, de los ferrocarriles del Gobierno, con una sección de 5,50 por 6,50 y un avance de 25 metros a la semana totalmente revestidos de hormigón.

Estos avances, a más de permitir la rapidez de ejecución a que el trabajo obligue, son el fundamento de la baratura del costo, ya que organizado aquél con los equipos correspondientes, al mismo gasto corresponde un avance más largo; de ahí que todo el esfuerzo del ingeniero deba encaminarse a conseguir el mayor rendimiento, es decir, el máximo avance por disparo y día.

Para describir en su detalle las distintas operaciones de estos trabajos vamos a dividir este estudio en tres partes: perforación, carga y disparo y limpieza del frente.

## PERFORACION

Según la sección que tengan se pueden perforar los túneles a todo frente o por galería de avance y ensanche.

Las circunstancias especiales de cada caso y los elementos de que se disponga, aconsejarán el procedimiento a seguir. En líneas generales, diremos que hasta una sección de 3 por 3 metros es preferible perforar a todo frente. Para secciones superiores se suele hacer una galería de avance a 2 por 2,5 ó 2,5 por 2,5 metros y un ensanche posterior.

Sea cual sea la sección a perforar se puede proceder por disparo abierto o por disparo cerrado.

Del primero, sólo recomendable para rocas muy blandas y no siendo necesarios avances grandes, no nos ocuparemos.

El disparo cerrado consiste en hacer en el centro del frente un mordisco cónico o piramidal que, rompiendo primero, permita a los demás barrenos romper hacia el hueco producido.

Los barrenos de un disparo cerrado se clasifican en cueles,

descargas o contracueles y ensanches. Lo fundamental en el disparo es el cuele, y de cómo rompa éste depende el éxito de él. Muchas son las formas de poner los cueles, subordinadas principalmente a la dureza de la roca; en rocas blandas cualquiera es bueno, pero en rocas semiduras o duras ya es distinto.

En galerías pequeñas, de 2 por 2 metros de sección, el cuele de cuatro barrenos es el comúnmente empleado; los barrenos forman las aristas de una pirámide recta de base cuadrada (fig. 1.<sup>a</sup>). Si la roca es blanda, puede suprimirse uno y formar el cuele con tres.

En galerías mayores, y siempre según la dureza, se puede usar el cuele de seis u ocho barrenos (fig. 2.<sup>a</sup>) o el de ocho barrenos a doble pirámide o de dos bandas horizontales de barrenos formando ángulo diedro (fig. 5.<sup>a</sup>)

Cuanto más abierto sea un cuele, es decir, cuanto mayor sea la separación entre los puntos de emboquille de los barrenos que lo constituyen, mejor hará su efecto la dinamita, y esta debe ser la tendencia, sin más limitación que la de las dimensiones de la galería para colocar la máquina y poder sacar las barrenas. Las culatas de los barrenos deben quedar muy próximas; a lo sumo, dentro de un cuadrado de 20 centímetros de lado; algunos técnicos opinan que deben calarse todos los barrenos del cuele en su culata; nosotros creemos que se consigue mejor efecto sin calarlos en la forma antes dicha, aparte de que es verdaderamente difícil calar los cuatro o seis barrenos y sólo rarísimas veces se consigue.

Lo que sí hay que evitar es cruzar un barreno; este es el motivo del fracaso de muchos disparos, porque tan pronto como un barreno cruce a los demás, el cuele no romperá más que hasta el punto de cruce y se perderá en avance el resto.

El poner los cueles requiere mucha práctica y algo de inteligencia por parte del maquinista de perforadora y es el punto de más importancia de toda la perforación. Si el cuele está mal puesto, romperá mal, y con él todo el disparo, que no puede romper más allá de donde aquél haya roto, perdiéndose trabajo, explosivo y avance. Si está bien puesto romperá hasta el vértice y el resto del disparo hasta las culatas con el máximo de rendimiento.

El resto del disparo no presenta dificultades y se reduce a dar una serie de barrenos intermedios, descargas, que rompan hacia el hueco producido por el cuele y otra serie de ensanches dibujando el contorno de la galería rompiendo hacia el hueco producido por los anteriores.



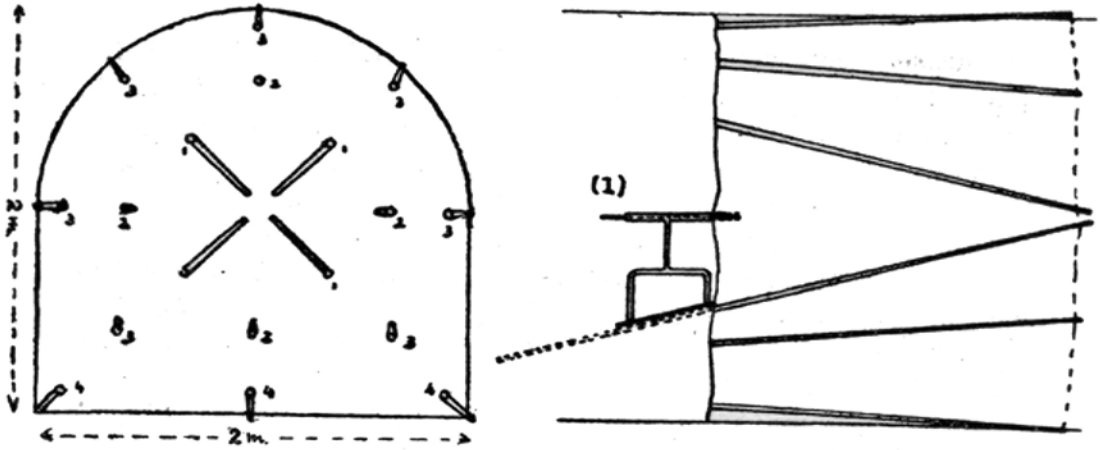


Fig. 1.—Cuele piramidal de cuatro barrenos y disparo para galerías de 2 por 2 metros. (1) Aparato para poner cueles en posición de trabajo

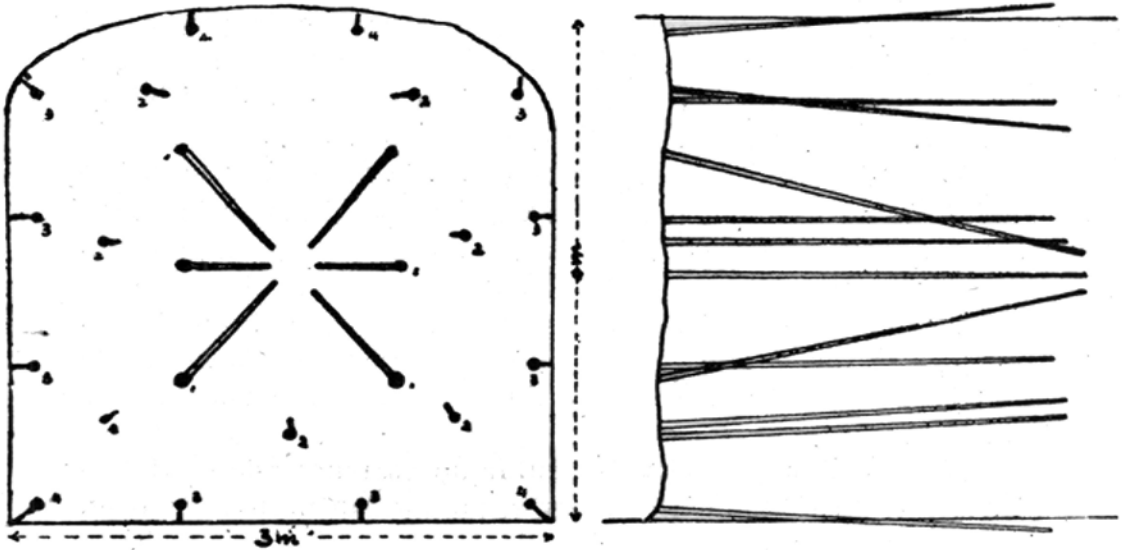


Fig. 2.—Cuele piramidal de seis barrenos y disparo tipo para túneles de 3 por 3 metros en roca dura

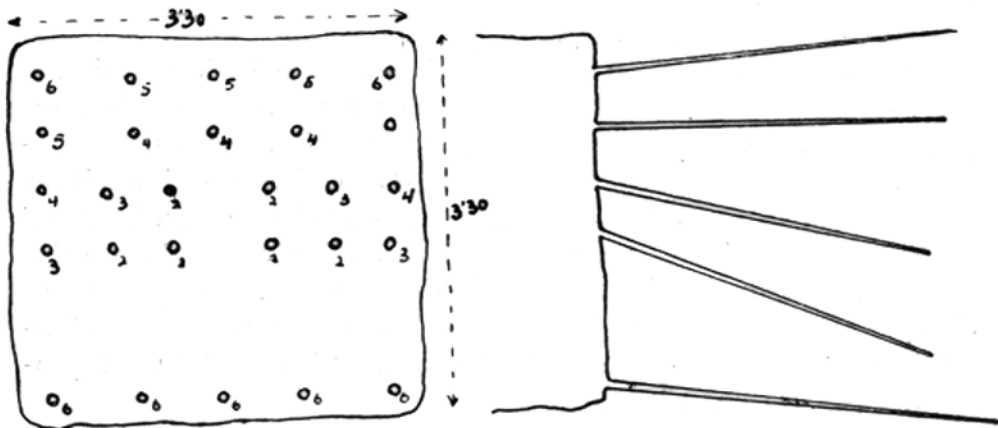


Fig. 3.—Tipo de disparo con cuele abierto empleado en una parte del Túnel New Cascade, en Washington (U. S. A.) Solamente indicado por rocas blandas

Las figuras 1 y 2 representan dos tipos de disparos para galerías de 2 por 2 y 3 por 3 metros, respectivamente, que dan muy buen resultado.

Para túneles de 3 por 3 metros de sección el disparo representado en la figura 2 está muy indicado.

Con este tipo de disparo se perforaron los túneles Norte y Oeste en el piso 16 de la mina *Filón Norte*, de Río Tinto, en roca muy dura, y se obtuvieron avances de 2 a 2,40 metros por disparo.

El cuele de ocho barrenos a doble pirámide sólo está indicado para rocas blandas; en duras no resulta. A continuación detallamos un estudio de comparación entre ambos cueles, efectuado durante la perforación del túnel Oeste con el siguiente resultado:

Roca perforada: Diabasa porfiroide con stockwork de pirita de hierro. Muy dura.

Cuele piramidal de seis barrenos de 2,50 metros de hondura: Disparos, 7. Avance medio por disparo, 2,04 metros. Dinamita por metro, 33 kilogramos.

Cuele a doble pirámide de cuatro barrenos de 1,50 metros y cuatro de 3 metros: Disparos, 8. Avance medio por disparo, 1,72 metros. Dinamita por metro, 35,33 kilogramos.

La dinamita está calculada reduciendo las distintas clases empleadas a goma núm. 2 en proporción a los precios, para tener un término de comparación.

En frentes de gran sección y cuando los cueles son muy abiertos, si se trabaja en piedra muy dura, suele darse con buen resultado en el centro del cuele un barreno de pecho de largo igual al tercio de los de cuele, y con el fin de quebrantar la roca, preparando el mejor rompimiento.

Cuando no se cuenta con personal de perforadoras apto para esta clase de trabajos, es tarea verdaderamente dura enseñarlos y acostumarlos a ver la inclinación que deben dar a cada barreno (principalmente al primero) para conseguir que formen la pirámide deseada. Da muy buen resultado en estos casos un sencillo aparatito que se construye muy fácilmente en el taller de la mina, y que aparece en la figura 1.

Su forma de empleo es la siguiente: Llegado el equipo al frente, calzada la columna y listos todos los útiles de trabajo, se procede a dar un piloco de unos 15 centímetros en el centro justo del frente y normal a él. A marra, y bien firme se mete el eje del aparato, cuya extremidad con este objeto está recalcada a tamaño igual al diámetro del piloco; se coloca el aparato sobre el eje y queda libre, pudiendo girar libremente sobre él. Se marcan en

el frente los puntos en que se han de emboquillar los barrenos, y el maquinista coloca la máquina aproximadamente en sitio, pone la barrena y desplaza el aparato hasta que la media caña de él abrace aquélla; ahora todo se reduce a conseguir una adaptación perfecta de ambas por movimientos de la máquina, conseguido lo cual se procede a pintar el barreno; ya pintado se rectifica, y una vez situada la barrena en su posición, se puede prescindir del aparato y comenzar la perforación en la seguridad de que la barrena lleva la inclinación y dirección deseadas.

Los pocos minutos que se pierden en estas operaciones están largamente compensados, porque los cueles quedan bien puestos y los buenos avances conseguidos lo pagan.

Claro está que esto es sólo preciso en el aprendizaje, pues el

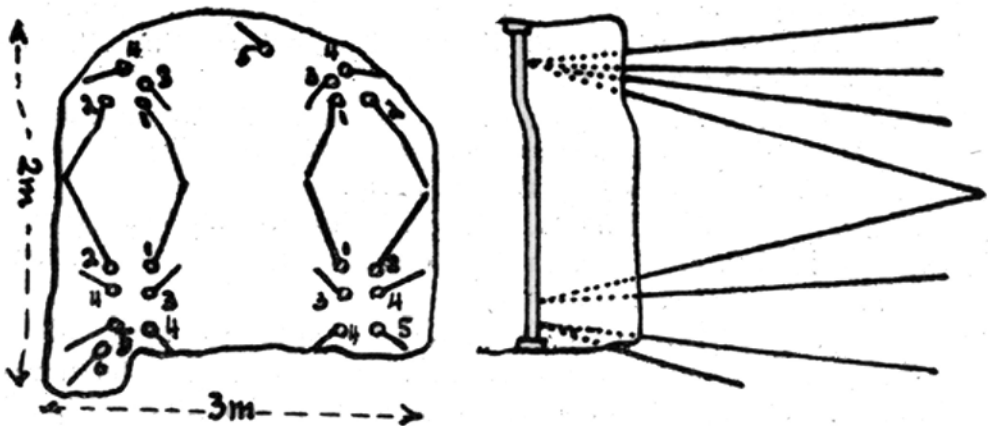


Fig. 4.—Tipo de disparo especial empleado en la mina Copper de Arizona (U. S. A.) para perforar un crucero en cuarcita

Buen maquinista no precisa para poner los barrenos como deben ir ningún aparato.

Las descargas y los ensanches son fáciles de poner; sin embargo, es frecuente que los maquinistas, por su comodidad y para evitarse tener que hacer movimientos en la máquina, pretendan dar algunos ensanches variando solamente la dirección de la máquina, pero sin cambiarla de posición, lo cual se traduce en que clavan demasiado éstos, obligando a cargarlos con más explosivos, a pesar de lo cual muchas veces no rompen bien. Y caso de romper dejan irregularidades en los costados del túnel que luego resultan muy feas.

Para estos disparos se precisan máquinas montadas en columna. Esta se puede calzar vertical u horizontal; lo corriente, por

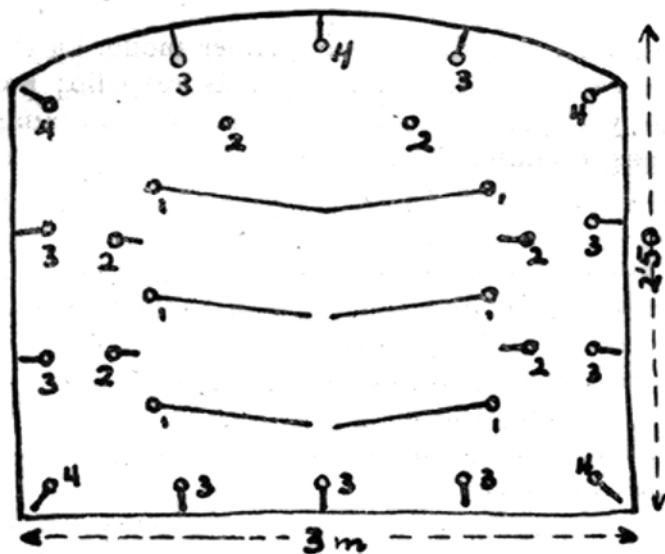


Fig. 5.—Cuele de seis barrenos en ángulo diedro y disparo tipo empleado en la perforación del Túnel Moffat (U. S. A.)

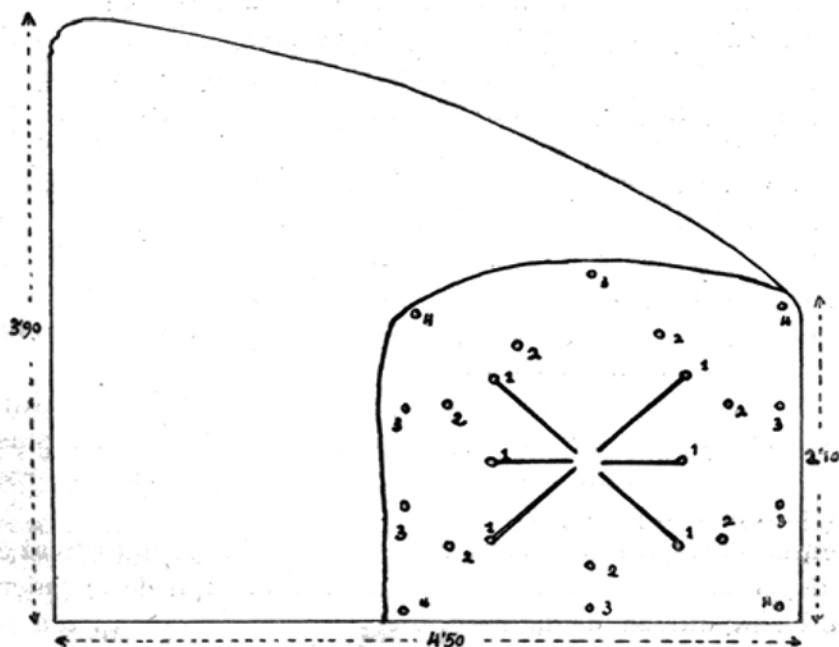


Figura 6.—Tipo de disparo empleado en la perforación de la galería de avance del plano inclinado del Filón-Norte (Río-Tinto)

hacer más sencillo el trabajo, es el primer modo. La columna horizontal sólo se usa cuando no hay más remedio; por ejemplo, frentes altos, y estrechos y no disponerse de columnas suficientemente largas, o cuando se quiere hacer simultáneamente la limpieza del frente y la perforación de la mitad superior del disparo siguiente.

En cualquier caso no es recomendable por las siguientes razones: si se trabaja con la máquina directamente montada sobre la columna, obliga a hacer muchos calces; si se trabaja con brazo para evitar esto, es muy expuesto a que por aflojarse algún torno de los cinchos se venga la máquina abajo y lesione a un hombre. En ambos casos es muy engorrosa de montar y dos hombres solos no pueden hacerlo.

El sistema mejor y generalmente empleado, por lo tanto, es el calce vertical, para lo cual bastan el maquinista y el ayudante o chavetero, que son los que ordinariamente constituyen el equipo de perforadora. Esta operación lleva, por muy práctica que sea la gente, veinte minutos por lo menos, por lo cual hay interés, a ser posible, en no tener que hacer más que un solo calce.

Hasta 2,50 ó 2,70 metros de anchura puede hacerse todo el disparo sin variar la columna de sitio; basta con disponer de brazos suficientemente largos que permitan poder poner bien dirigidos los ensanches de ambos lados. Si la columna no excede de 2,50 metros de alto, se puede hacer perfectamente usando brazos de 1,50, que vuelan aproximadamente 1,30 metros. Si la altura del frente es mayor y, por consiguiente, la columna más larga, ya no es prudente usar estos brazos tan largos, pues la vibración de la máquina es muy fuerte y el brazo de palanca muy grande para estas luces de las columnas. Entonces hay que hacer dos calces; bien es verdad que excediendo de 2,5 por 2,5 la sección del túnel, como no sea muy blanda la piedra, una sola máquina no puede abrir el disparo en el relevo y son necesarias dos, y entonces se monta cada una en su columna.

**LONGITUD DEL DISPARO.**—Como ya hemos dicho, la longitud del disparo la marca el cuele. Ningún disparo puede romper más allá de donde rompa el cuele, pero todo disparo puede y debe romper hasta donde rompa aquél.

Sentado esto vamos a examinar qué largo debe dársele al cuele. Esto depende de dos factores: primero, la sección de la galería, y segundo, la dureza de la roca. Del primero, porque dada la inclinación y la dirección que tiene que colocarse la máquina, la anchura y el alto de la galería limitan las posiciones máximas

de aquélla. La manivela de la perforadora queda ordinariamente de 1,50 a 1,75 metros de distancia del frente y está en línea con el eje del barreno, luego la posición máxima será la extrema en que se pueda dar vueltas a la manivela sin rozarse la mano con él costado; además hay que meter y sacar las barrenas empleadas en el curso de la perforación; luego hay que dejar espacio para que pueda manipularse con la más larga.

Por lo tanto, si en un frente se quiere poner un cuele de 2 metros de largo hay que contar con que la última barrena empleada tendrá como mínimo 2,20 de largo. Si la galería es de pequeña

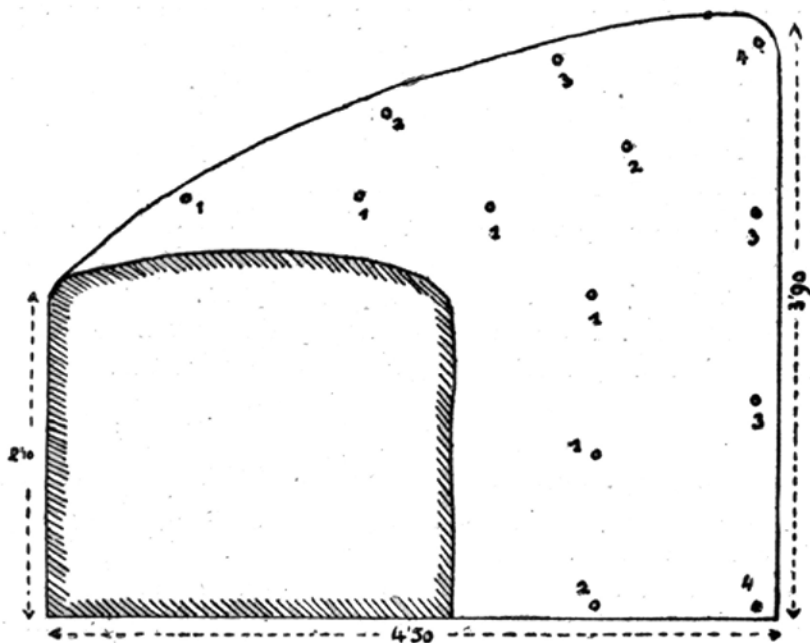


Fig. 7.—Tipo de disparo de ensanche por barrenos paralelos al eje del túnel usado en el mismo trabajo de la fig. anterior

sección, no habrá más solución que aproximar los puntos de emboquille de los barrenos, y esto lo limita la dureza de la roca.

Se llama cuele cerrado cuando los ángulos que forman los barrenos que lo constituyen entre sí son muy agudos. Claramente se ve que cuanto más abierto sea, romperá más fácilmente, por cuya razón cuanto más dura sea la roca, más abierto deberá ser para facilitar su rompimiento.

Si en una roca muy dura ponemos un cuele muy cerrado, necesitaremos mucho explosivo para hacerlo romper, y, a pesar de reforzar la carga, quizá no rompa, con la consiguiente pérdida de explosivo gastado y trabajo perdido.

Es imposible dar reglas exactas que regulen la abertura a dar al cuele para cada dureza de roca; son varios e imposibles de apreciar científicamente los factores que intervienen en ello, porque al hablar de dureza de la roca no nos referimos a su dureza Brinell, sino a la resistencia a la acción rompedora del explosivo, y en esto influyen, entre otras causas, el sentido de la estratificación, los planos de crucero, la mayor o menor homogeneidad, las fallas, fisuras, etc.

Sólo la experiencia y el conocimiento del terreno en que se trabaje pueden guiar en esta materia.

Genéricamente, a título indicador y a reserva, como ya decimos, de estudiar los primeros disparos para conforme a los resultados ir modificando la forma de trabajar, para los sucesivos se pueden dar los datos siguientes:

Rocas blandas: Pórfidos y diabasas descompuestos en los contactos con masas de mineral, pizarras blandas, etc.

No hay limitación para el largo del cuele. En la mina *Alfredo* se han conseguido en galerías de 2 por 2, en estos terrenos, avances de 2,60, 2,80 y hasta 3 metros por disparo.

Rocas medias: Mineral de hierro, pizarras sin descomponer estratificadas normalmente al eje de la galería, etc.

Para cueles de 2 metros de largo se deben pintar los barrenos en los vértices de un cuadrado de 50 a 60 centímetros de lado, en galerías de 2 por 2 de sección, y se debe tener como avance mínimo por disparo 1,50, y se puede conseguir un avance medio de 1,70 a 1,80 metros.

Rocas duras: Pórfidos cuarcíferos, diabasas, etc.

Como minimum se deben pintar los cueles a 70 centímetros y si la sección de la galería lo permite a 90 ó a 1 metro y darles la hondura que con estas limitaciones permita la sección de la galería.

En esta clase de roca y a sección de 2 por 2 un avance de 1,20 es satisfactorio.

Para túneles de 2,5 a 3 por 3 metros de sección se pueden considerar satisfactorios los avances por disparo siguientes:

Rocas medias: Del 80 al 100 por 100 de la anchura.

Rocas duras: Del 60 al 80 por 100 de la anchura.

Y la abertura mínima a que se deben poner los cueles:

Rocas medias:  $b/h = 1/4$ .

Rocas duras:  $b/h = 1/3$ .

Siendo  $b$  el lado de la base de la pirámide formada por los cueles y  $h$  la altura.

En rocas duras nunca romperá el cuele hasta el vértice, que-

dará siempre sin romper una porción más o menos grande, según la dureza de la roca, y no por esto se deben acortar los barrenos, porque seguirá ocurriendo lo mismo, a menos de llegar a cueles tan abiertos que aun rompiendo hasta las culatas den avances inadmisibles por cortos.

El que quede ese vértice no tiene importancia, pero sí se debe tener en cuenta para la longitud a dar a' resto del disparo que ése sí que debe romper hasta las culatas. (Al ocuparnos de la carga y disparo veremos la única forma posible de aprovechar ese vértice).

Por esta razón se debe escalonar la longitud de los restantes barrenos del disparo en una proporción parecida a ésta:

Descargas: Longitud, 85 por 100 de los cueles.

Ensanches: Longitud, 80 por 100 de los cueles.

ENSANCHE DE TÚNELES.—Cuando el túnel se hace por galería de avance y ensanche se puede hacer este último simultáneamente con la galería y con un retraso entre ambos frentes, o procediendo al ensanche una vez terminada y rota la galería de avance.

El primer procedimiento presenta dificultades grandes para armonizar el trabajo de ambos frentes sin que se estorben. El segundo es mucho más cómodo, pero requiere más tiempo para la perforación total.

En la mayor parte de los túneles de mina o para conducciones de aguas las secciones no son demasiado grandes y se procede trabajando a todo frente, y en los casos especiales en que hay que ensanchar se hace una vez terminado, pues resulta más económico y generalmente se dispone de tiempo. No así en los túneles de ferrocarril de grandes secciones, sobre todo si son de doble vía y de grandes longitudes. Entonces hay que sacrificar la economía a la rapidez.

El procedimiento empleado en tales casos consiste en hacer una galería paralela al túnel y separada de 15 a 20 metros entre ejes, según el ancho final que deba tener el túnel. Esta galería auxiliar de sección pequeña, lo suficiente para el servicio de vagonetas de escombros, se rompe a la galería de avance del túnel a distancias regulares, 500 a 800 metros, por transversales. Una vez rota una traviesa de éstas, el servicio de zafreo de frente de avance del túnel se hace por la galería auxiliar y se puede comenzar el ensanche del trozo comprendido entre ésta y la traviesa anterior, haciéndose todo el servicio del ensanche por el túnel que va quedando acabado.

Se comprende fácilmente que el frente de la galería auxiliar



debe ir avanzado con relación al frente del túnel y las traviesas a punto de romper cuando aquél llegue a la altura del sitio del rompimiento. Las traviesas se pueden trazar a escuadra o un poco sesgadas, formando ángulo agudo con el sentido de la salida de los escombros, con objeto de suavizar las curvas, que tanto tráfico han de tener. Pero hay que tener presente que también se aumentará el largo de ellas, por lo que hay que buscar el punto en que la rapidez y seguridad del tráfico compense los metros que se han abierto de más.

La perforación del ensanche se hace, generalmente, por bandas de barrenos que cortan rebanadas normales al eje del túnel. Las perforadoras trabajan desde dentro de la galería de avance montadas en columnas verticales y con completa independencia del zafreo.

Trabajando de esta forma, la colocación de los barrenos en forma radial requiere un cuidado especial, si se quiere no tener que andar luego posteriormente relocalando. Para ello se provee cada perforadora de un clinómetro que permita poner la máquina con la inclinación exacta debida para cada barreno. La figura 8 muestra un ensanche de esta forma. Cada barreno debe de tener el largo debido y todas las bandas deben de ser absolutamente iguales.

Otro procedimiento de hacer el ensanche es por barrenos paralelos al eje del túnel (fig .9). Trabajando en esta forma hay que abrir primero banco y cada disparo posterior deja frente para el siguiente. Como el zafreo en estos ensanches, dada la altura del tajo, se puede hacer muy intenso, y generalmente es mecánico hay que poner los disparos a tono con la capacidad del zafreo y hacer la menor cantidad de disparos posibles para economizar los tiempos invertidos en montar y desmontar herramientas.

Trabajando de esta forma, la perforación no presenta dificultades, pero requiere un cuidado especialísimo la carga, ya que por llevar los barrenos la misma cantidad de piedra en la culata que en la boca requieren el explosivo repartido en lugar de concentrado. Al tratar de la carga y disparo volveremos sobre ello.

Ambos sistemas comparados presentan ventajas e inconvenientes, y depende de las circunstancias especiales de cada caso cuál se elija. El primero, por barrenos radiales, tiene la inmensa ventaja de hacer independiente la perforación del zafreo, pudiéndose llegar incluso a tener terminada toda aquélla y no disparar hasta que convenga. En cambio, tiene el inconveniente de ser

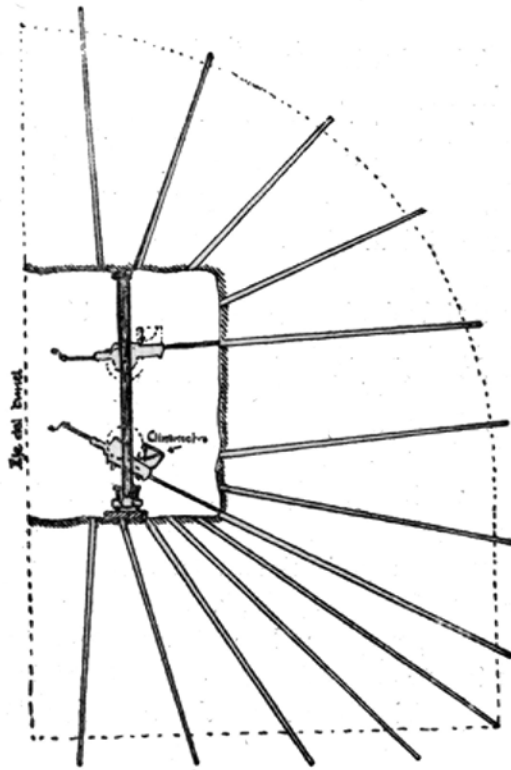


Fig. 8.—Esquema del procedimiento de ensanche de túneles por barrenos radiales

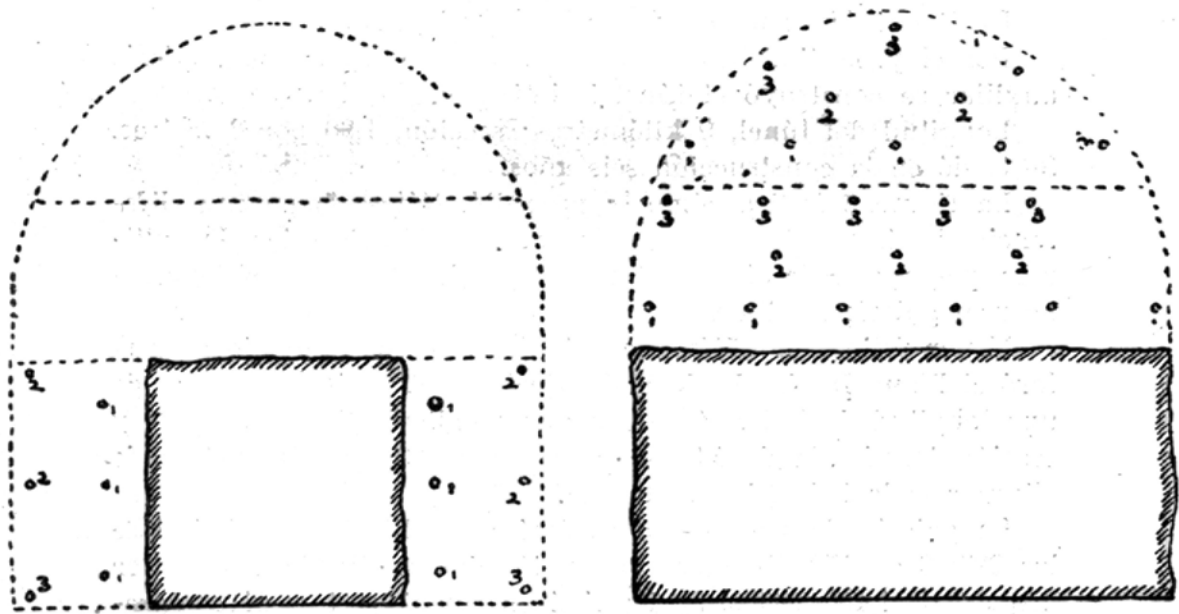


Fig. 9.—Esquema del procedimiento de ensanche de túneles por barrenos paralelos al eje del túnel

muy expuesta a dejar bultos que luego haya que relocal por no romper bien algún barreno.

El segundo sistema deja el túnel mejor acabado, es mucho más sencilla la perforación, rompen mejor los barrenos, especialmente los de piso. Pero, en cambio, liga íntimamente todo el servicio y queda todo el trabajo a merced de un retraso o un imprevisto.

El sistema radial fué el empleado en el túnel de Connaught, de la Compañía de Ferrocarriles Canadian Pacific, en Canadá. Este túnel, de 8 kilómetros de longitud y de una sección de 8 metros de ancho por 7 de alto, se perforó por galería de avance y galería auxiliar.

La figura 10 muestra el esquema completo de todas las fases de la perforación.

Los avances que se consiguieron fueron muy diferentes, pero los máximos por mes fueron: galería auxiliar, 275 metros; galería de avance, 260 metros, y ensanche, 300 metros.

Otro importante túnel perforado por este sistema fué el New Cascade de la Compañía Great Northern, en el Estado de Washington.

Su longitud fué 12,3 kilómetros con una pendiente de 1,5 por 100 subiendo y una sección de 4,80 metros de anchura por 6 de alto. Se tardó en construir treinta y ocho meses.

La figura 11 es un esquema del método empleado.

Por el procedimiento de ensanche longitudinal y sin galería auxiliar se construyó el túnel Shimizu en Joyetsu (Japón).

Longitud del túnel, 9 kilómetros; sección, 4,80 por 6 metros. Se tardó en la construcción seis años.

La figura 9 indica cómo se procedió. Nótese la enorme diferencia de tiempo invertido en la construcción de estos dos últimos que, aparte de otros factores, se puede achacar al sistema de no usar galería auxiliar.

Y por último, también por este último procedimiento se perforó el Plano Inclinado de Filón Norte en Río Tinto (España), de una longitud de 225 metros con una pendiente del 28 por 100 y sección terminada de 4,50 de ancho por 3,90 y 2,10 metros de altura a cada lado (figuras 6 y 7).

La galería de avances se perforó ascendiendo, terminándose los 225,60 en 150 disparos con un término medio de avance por disparo de 1,46 metros. Se terminó en sesenta y tres días consecutivos de trabajo. La sección de esta galería era 2,50 por 2,10.

El ensanche se hizo después del rompimiento de aquélla y se

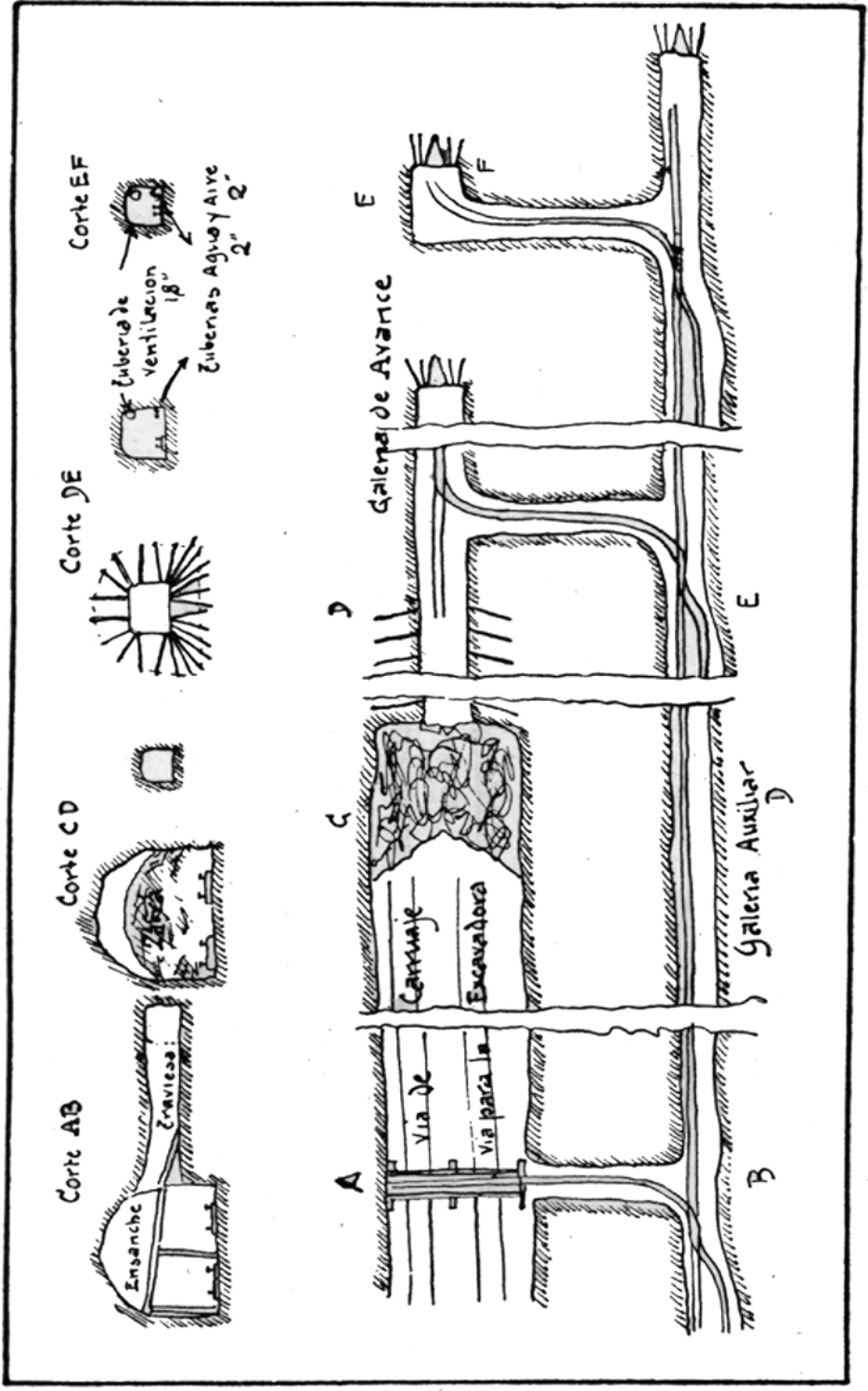


Fig. 10—Túnel de Connaugh. Esquema general del método de trabajo

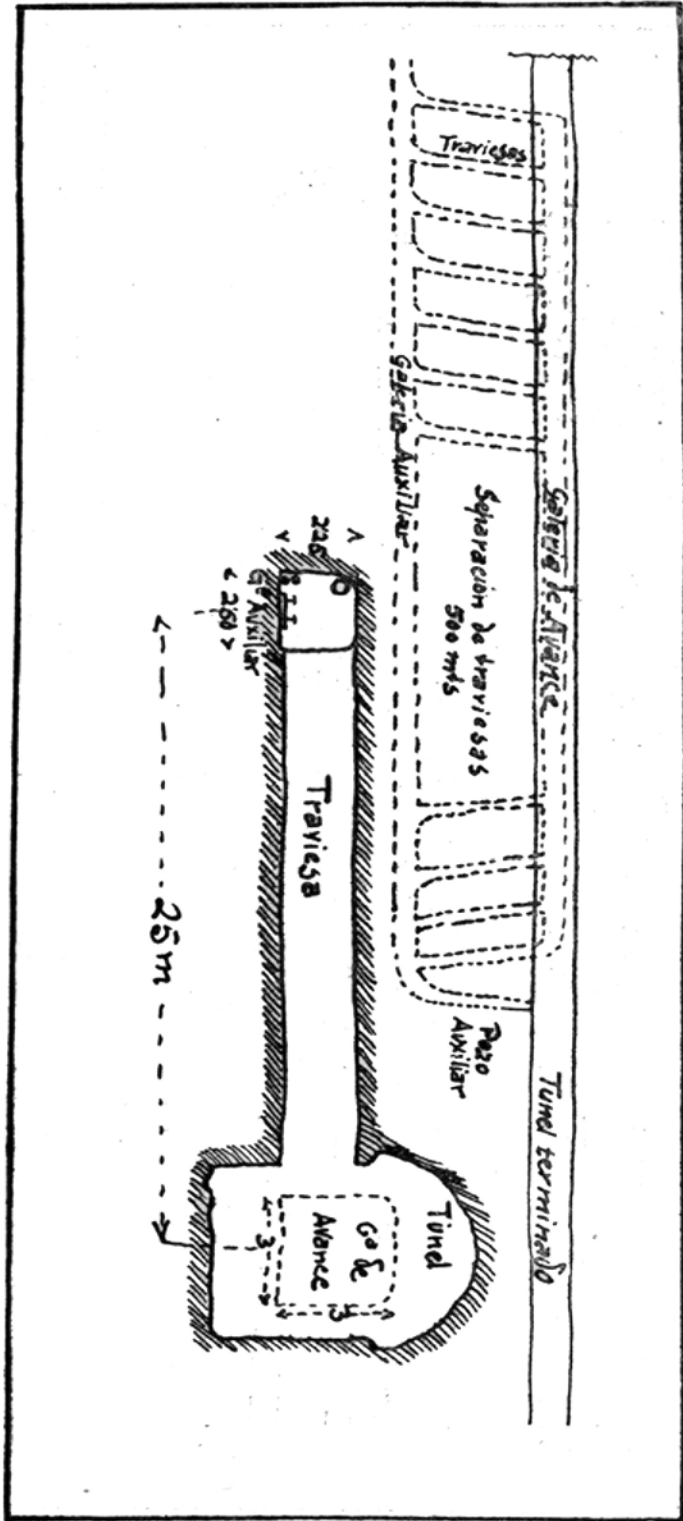


Fig. 11.—Túnel New Cascade. Esquema del procedimiento empleado

perforó descendiendo con un avance medio de 3,50 por disparo y día. Se invirtieron en él sesenta y cuatro días.

### CARGA Y DISPARO

Los explosivos empleados en la perforación de túneles son casi exclusivamente las dinamitas, pues sólo tratándose de piedras muy blandas se puede recurrir a las cloratitas y cheditas.

Para el rompimiento de los cueles y descargas se necesita un explosivo sumamente potente, y se usó la dinamita goma pura con 93 por 100 de nitroglicerina y la goma núm. 1 especial con 71,78.

Para los ensanches se pueden emplear dinamitas de menos potencia, como la goma núm. 2 con 49 por 100 y la dinamita núm. 3 con 22,5 por 100, respectivamente, de nitroglicerina.

La elección del explosivo y la dosificación por barreno sólo la práctica lo puede decir y el conocimiento del terreno en que se trabaje. Sin embargo, se puede establecer una distinción entre el explosivo que se emplea en el cuele y el utilizado para los ensanches.

El cuele necesita la máxima potencia rompedora en la culata, por lo cual requiere un explosivo sumamente potente y concentrado en el último tercio de los barrenos, pudiendo quedar el resto de ellos sin carga.

En cambio, si en los barrenos de ensanche procediéramos así, nos encontraríamos con que muchas veces romperían sólo por la culata quedando la caña sin romper. Para evitar esto necesitamos el explosivo más repartido, que ocupe, aproximadamente, las dos terceras partes del barreno, por lo cual se debe utilizar un explosivo menos potente y en más cantidad.

Pero no hay que olvidar que el éxito en el rompimiento del cuele piramidal, único posible en rocas duras, depende de que todos los barrenos que lo forman exploten al mismo tiempo y que a pesar de haber dosificado acertadamente el explosivo de cada barreno si explotan con independencia unos de otros no romperá o lo hará mal.

Igualmente no debemos descuidar que el resto de los barrenos de un disparo cerrado tienen que explotar por un orden riguroso previamente estudiado y que si uno se retrasa o se adelanta estropeará el disparo.

En trabajos de poca importancia se suele disparar con mecha;

este sistema tiene el gravísimo inconveniente para esta clase de trabajos de no permitir la explosión del cuele en un tiempo. Por mucho cuidado que se ponga en cortar las mechas absolutamente iguales, en encenderlas todas al mismo tiempo, es completamente imposible conseguirlo debido a la irregularidad de velocidad de propagación de las mechas, que por muy escrupulosamente que estén confeccionadas siempre dan diferencias apreciables en los trozos de 2 metros que como minimum se emplean.

El explotar el cuele en varios tiempos implica unas peores condiciones de trabajo del explosivo, lo cual ocasiona mayor gasto y da menor rendimiento.

Por esto en trabajos en roca dura o de alguna importancia se disparan los cueles, bien con cordón detonante, bien eléctricamente, aun cuando el resto del disparo se haga con mecha.

El cordón detonante da buenos resultados, pero resulta de complicado manejo y requiere un gran cuidado para hacer los empalmes y para conseguir que no se afloje ninguno después de hechos, y, sobre todo, es caro, dado el precio que tiene y los metros necesarios para cada disparo.

El mejor procedimiento para el disparo del cuele es el eléctrico. Bien con máquina explosora, bien directamente, cuando se dispone de línea eléctrica cerca, resulta muy sencillo de colocar, permite asegurarse rectificando el circuito con un galvanómetro, y mientras se utilice sólo para el cuele con detonadores instantáneos resulta barato.

El circuito se hace en serie con los 4, 6 u 8 barrenos del cuele, y después de rectificado se empalma a la línea que se ha tendido previamente mientras las máquinas terminaban y que se ha rectificado también.

Hay que tener siempre la precaución de no empalmar a la línea sin que la otra extremidad de ella esté convenientemente vigilada y sin hacer circuito las dos puntas. No se debe usar nunca más que hilo revestido y bien aislado, y si hay alguna electrificación próxima redoblar el cuidado y no emplear trozos de hilo de disparos anteriores que pueden tener fallos en el aislamiento.

Procediendo con cuidado, este sistema es tan seguro como el que más y mucho más eficaz.

El resto del disparo, descargas y ensanches, como no requiere explosiones simultáneas, puede dispararse con mecha, pues el orden de explosión se puede conseguir dejando cada mecha un poco más corta sin riesgo de que la diferencia de velocidad de

ellas altere el orden, salvo caso de alguna mecha defectuosa. Las mechas se deben encender por orden riguroso de explosiones.

Desde este punto de vista no tiene inconvenientes el disparar con mechas, pero tiene uno e importante en cuanto el disparo sea de crecido número de barrenos. El pegar fuego lo debe hacer un hombre solo que vaya numerando los que enciende. En esta operación se tarda varios segundos, entre un humo cada vez más abundante y que dificulta grandemente la visión, lo que motiva que algunas veces se quede alguna mecha sin encender, causando el consiguiente trastorno en el disparo.

Por esta contingencia, que por mucha vigilancia que se ponga ocurre, y mucho más en túneles, no de minas, donde generalmente no se empieza con personal preparado, y los cargadores principiantes no tienen la serenidad precisa para detenerse un par de segundos a buscar una mecha que no se encuentra, encontramos preferible, siempre que se trate de trabajos de alguna importancia, otro procedimiento.

El disparo completo eléctrico (técnicamente, y como seguridad para el personal), es el mejor sistema, utilizando detonadores de retardo.

Estos detonadores no se fabrican en España, pero en Inglaterra y Alemania los fabrican algunas casas. El retardo se consigue bien con un trozo de mecha calibrado perfectamente que separa la cápsula de ignición de la detonadora (ingleses) o por un cilindrito de pólvora comprimida de cuya longitud depende el retardo: en esta fabricación va todo ello dentro de una sola cápsula algo más larga que las ordinarias (alemanes).

La primera demora con relación a los instantáneos es de cinco segundos y las sucesivas de tres segundos.

El circuito se puede hacer en serie o en varias series en paralelo, según el número de barrenos y la corriente de que se disponga.

Si se piensa disparar con máquina explosora un crecido número de barrenos es conveniente comprobar prácticamente la capacidad de la maquineta con la marca de detonadores que se vaya a usar y quedarse algo por bajo de lo que dé el ensayo de un número de detonadores. Porque desde el punto de vista eléctrico, el detonador es sumamente imperfecto, y su resistencia eléctrica es muy varia, pudiéndose decir que no hay dos que tengan la misma resistencia. Lo cual conduce a que, en contra de lo que debiera de pasar de estar rigurosamente calibrados, si en un circuito hay demasiados detonadores para la intensidad de la co-



riente que lo recorre, explotarán algunos solamente, aquellos cuya alta resistencia origine la ignición, pero todos los de más débil resistencia quedarán sin explotar.

El perjuicio que esto origina, de ocurrir en un frente, es grande, por eso la conveniencia de comprobarlo antes.

En contra de todas las enormes ventajas del disparo eléctrico completo tenemos el inconveniente de su costo. Los detonadores para un disparo cerrado de 24 barrenos cuestan aproximadamente 50 pesetas, precio francamente prohibitivo, además de que por no fabricarse en España ni haber depósito de ellos se necesita de cuatro a seis meses para conseguirlos.

Un procedimiento intermedio que tiene la seguridad del eléctrico, y es muy barato, es el ideado e implantado por nosotros en Río Tinto con magníficos resultados.

Se preparan los barrenos con mechas en la forma usual, se agrupan todas las extremidades formando un mazo, al cual se adapta el encendedor eléctrico.

La figura 12 representa el aparatito. El mazo de mechas se mete hasta hacer contacto con el celuloide y se fija en esta posición por medio de la anilla 6, que se corre. Las extremidades de los hilos 1 se empalman a la línea.

La pequeña explosión producida por la pólvora anuncia que las mechas han empezado a arder.

No es necesario rajarse las mechas, pero sí es conveniente que todas las puntas estén cortadas recientemente. Aun cuando al empujar para colocar el encendedor se quedara alguna atrás, que no hiciera contacto con el celuloide, arderán absolutamente todas.

Utilizando el encendedor eléctrico de mechas, la forma de hacer los disparos debe ser la siguiente: disparar el cuele eléctrico y el ensanche con el encendedor.

Para esto se tiran dos líneas; se dispara primero el encendedor, y en el momento de sonar la explosión de la pólvora se enciende un trozo de mecha indicador que se tiene preparado con el largo igual al de la parte de las mechas que queda fuera de la boca de los barrenos. Cuando este trozo acaba de arder, lo cual indica que el fuego de todas las mechas está dentro de los barrenos, y que, por lo tanto, no hay peligro de cortar alguna mecha, con la explosión del cuele se dispara éste. Con poco intervalo y ordenando, según los cortes que hayamos dado a las mechas, saldrá el resto.

Este procedimiento presenta las máximas ventajas de un costo muy reducido. Y desde el punto de vista de la seguridad del per-

sonal es perfecto, porque todo el disparo se hace a distancia, sin riesgo alguno.

Los barrenos de ensanche de los túneles, como decíamos en la perforación, cuando se trabaja por el sistema de barrenos paralelos al eje del túnel, necesitan la carga repartida en lugar de

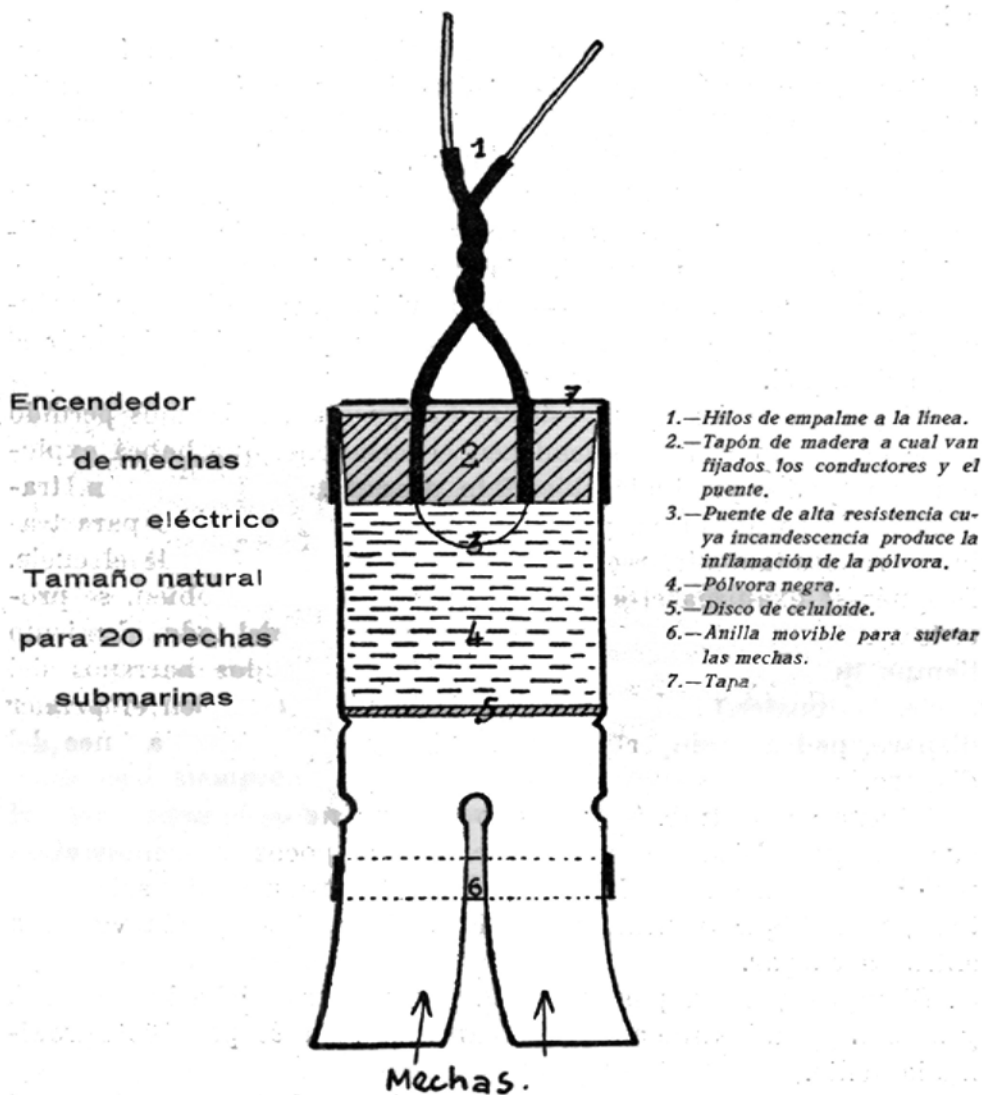


Fig. 12—Encendedor eléctrico de mechas

concentrada en la culata, pues si se cargaran de esta última forma romperían solamente las culatas, quedando las cañas sin romper.

Para conseguir esto, y con objeto de no emplear más dinamita que la precisa, se pueden cargar de dos formas:

Alternando cartuchos de dinamita y arena en la proporción necesaria para tener la cantidad precisa de explosivo en la longitud de barreno necesaria, utilizando un propagador de la onda explosiva, que puede ser un cordón detonante de largo igual al del barreno y que se coloca longitudinalmente antes de proceder a la carga.

O dejando entre cartucho y cartucho un espacio vacío, en el cual se coloca una cruceta de madera hecha *ad hoc* que permite retacar el cartucho y deja una cámara de aire entre ellos que permite propagarse la onda explosiva.

El primer procedimiento es más sencillo, pues no requiere la preparación previa de las crucetas y, además, da mejor rendimiento, por ser muy superior la densidad de carga del barreno.

DISPARO DEL CUELE SOLO.—Hemos visto que la dificultad principal de un disparo estriba en el cuele, y que de éste depende el éxito de aquél.

Si por cualquier causa éste no rompe bien, habremos perdido parte de la dinamita empleada en el ensanche, que habrá explotado sin poder producir el efecto deseado. Por esta razón, tratándose de rocas duras, y cuando se dispone de tiempo para trabajar reposadamente, recomendamos disparar solamente el cuele. Después se examina el efecto causado y, si ha roto bien, se procede a cargar el ensanche, y si no hubiera roto del todo, al mismo tiempo que se carga el ensanche se recargan los barrenos del cuele, los cuales, aliviados ahora de la piedra rota en el primer disparo, podrán romper apurando bien y mejorará el avance del disparo.

El exceso de trabajo que esto supone no es mucho. pues el cuele da poca piedra y es fácil echarla en pocos momentos atrás para poder cargar los barrenos de piso. Se necesita solamente tiempo para que, ventilado el primer disparo, se pueda volver a entrar a cargar.

Siempre que sea posible (y en rocas duras) debe hacerse así, y se conseguirá aumentar los avances en un 20 por 100 aproximadamente.

Como ejemplo citaremos un modo de trabajar seguido en el túnel Oeste del piso 16 de la mina *Filón Norte* (Río Tinto), caso favorable que permitió perforar el cuele sólo, disparar, perforar el ensanche y disparar.

Se había emboquillado el túnel por el centro, abriéndose dos frentes en sentidos opuestos, y el plan de trabajo era un disparo diario. La sección del túnel era 3,60 por 3,80 metros en roca muy

dura, y los disparos hechos en la forma ordinaria no daban los avances que se querían, como el disparo lo abrían en un relevo dos perforadoras montadas en sendas columnas, se organizó el trabajo en la forma siguiente: una máquina calzaba en uno de los frentes y abría el cuele solamente compuesto de ocho barrenos de 2,50 de largo, mientras la otra que había calzado en el frente donde estaba el cuele disparado del día anterior iba perforando el ensanche de aquel disparo; al terminar la primera máquina calzaba en el segundo frente y ayudaba a terminar el disparo.

Trabajando de esta forma se consiguió que los avances, que al principio oscilaban entre 1,70 y 1,90, sin pasar de aquí, subieran hasta 2,40, continuando entre 2,20 y 2,40 metros. Y, al mismo tiempo, se consiguió rebajar el consumo de dinamita por metro.

### LIMPIEZA DEL FRENTE

La limpieza de los frentes se puede hacer a mano o mecánicamente.

Cuando el trabajo es de poca longitud y no rápido puede hacerse a mano, con rodo y espuerta o pala; esta última pocas veces empleada, porque la estrechez del frente no permite el movimiento que requiere el paleo, y la desigualdad de los trozos del escombros, en cuanto a tamaño, es muy desfavorable. Pero en trabajos de importancia, donde la rapidez es factor principal, se hace casi siempre mecánicamente. En frentes grandes, con pequeñas excavadoras o con rascas, y en los pequeños, con estas últimas.

Las rascas o cucharas de arrastre son las generalmente empleadas, por ser mucho más baratas que las excavadoras.

Las rascas se construyen en diferentes modelos, según las características de los escombros a arrastrar. Las figuras 13 y 14 muestran varios modelos de los más usuales. Todos los tipos de rascas se pueden agrupar en dos: rascas de caja y rascas abiertas.

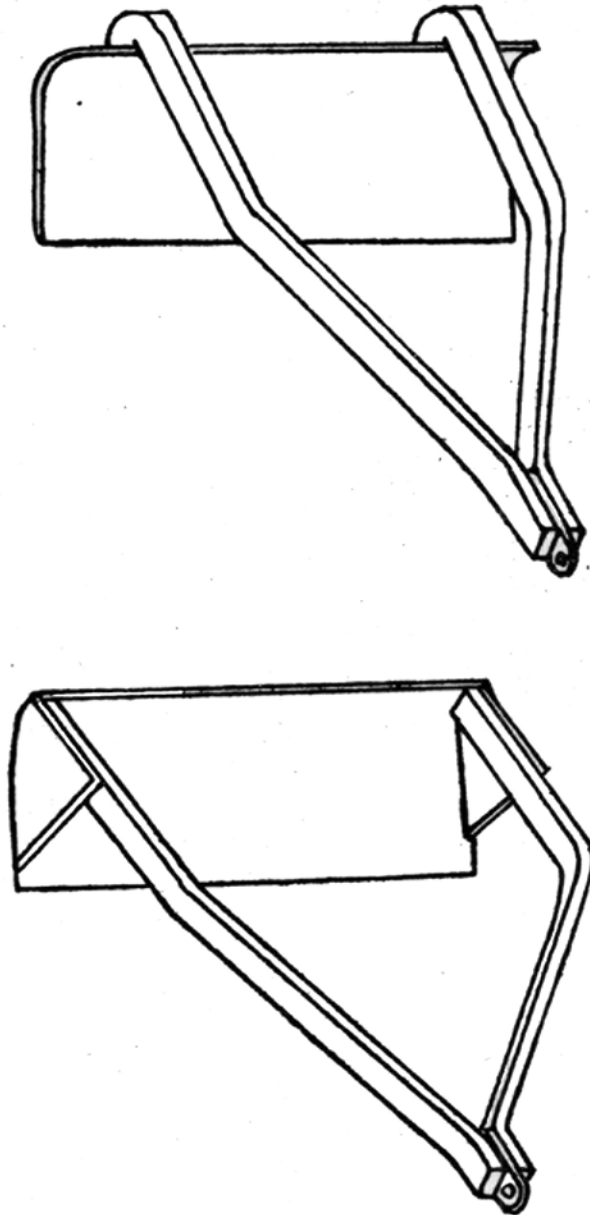
Las primeras tienen, a igualdad de tamaño, más capacidad; pero no trabajan bien más que con material menudo, arenas o tierras finas. Las segundas son más apropiadas a los escombros corrientes de las rocas semiduras y duras.

El ángulo de ataque es de gran importancia para el rendimiento, y debe ser apropiado al material en que trabajen. Sólo por experimentos sucesivos se puede determinar éste en cada

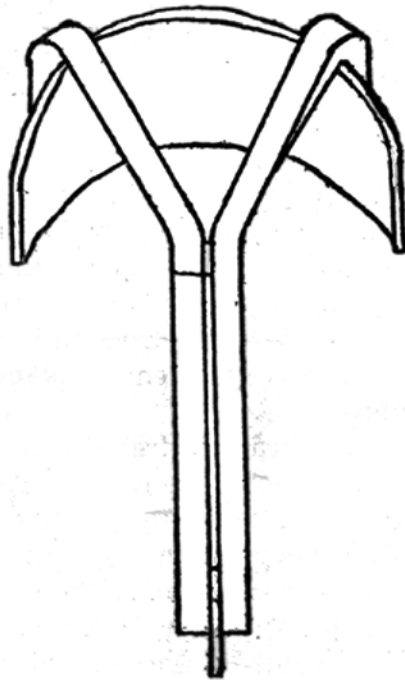
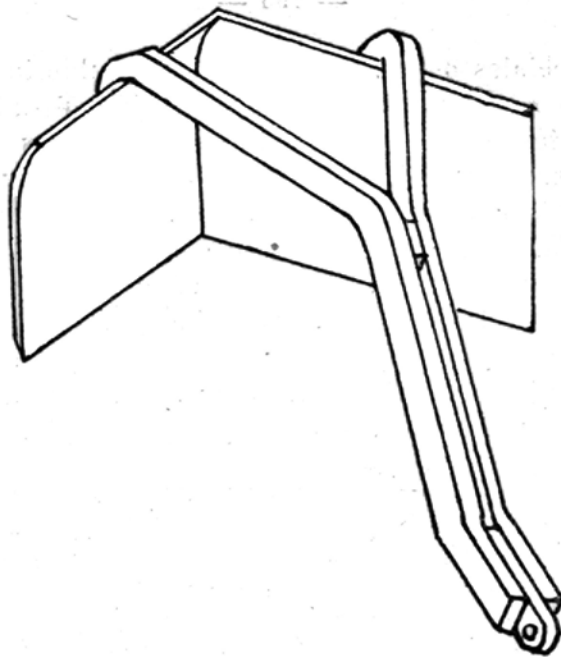
caso; pero siempre estará comprendido entre 30 y 60°. Para trabajos como los que nos ocupan, en rocas de bastante dureza, debe ser de 45 a 50 grados.

Como el desgaste del borde de ataque es muy grande, se hace en pieza aparte, unido al resto de la rasca con tornillos para facilitar su reposición, que hay que hacerla con mucha frecuencia.

Se ha ensayado para evitar este desgaste fabricar estos bordes



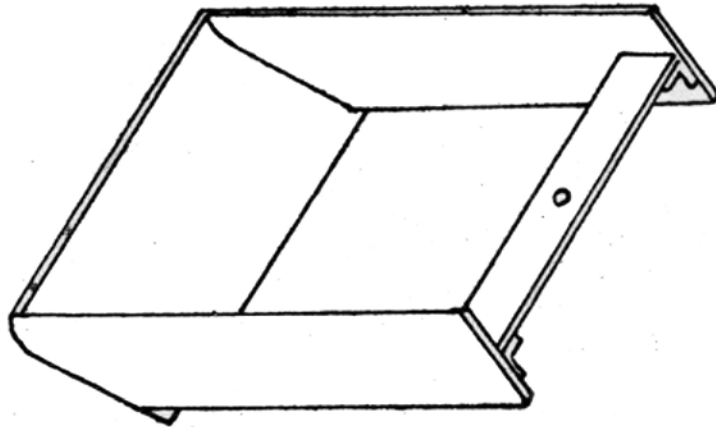
*Fig. 13.—Diversos tipos de rascas abiertas*



*Fig. 13 bis.—Otros tipos de rascas abiertas*

de aceros especiales o de acero corriente recubierto con estellita; pero sobre no ser mucho mayor la duración, resulta muy caro; y como el costo de una plancha de 15 centímetros de alta por el ancho de la rasca es pequeño y la substitución muy fácil, resulta preferible emplear acero ordinario.

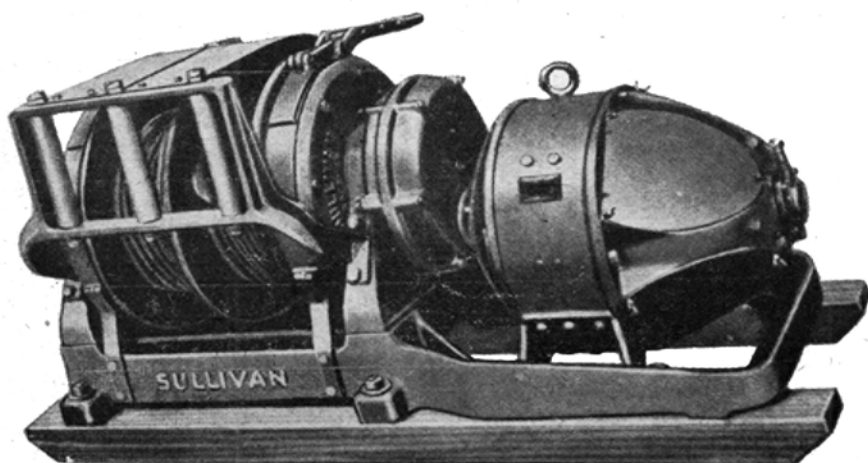
El movimiento se hace por winches eléctricos o de gasolina provistos de dos tambores, uno para el cable de arrastre y otro para el de retirada. El primero va unido por un cubillo al varal de la rasca y el segundo pasa por una polea que se coloca en el frente de trabajo, como luego veremos, y vuelve a enganchar a la rasca por su parte de atrás, es decir, por la plancha de ataque.



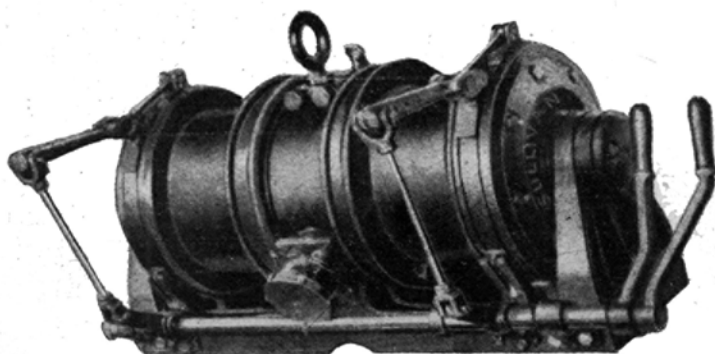
*Fig. 14.—Tipo corriente de rasca de caja*

El winche gira siempre en el mismo sentido y la maniobra se hace por medio de dos embragues, uno sobre cada tambor. El manejo es sencillísimo, pues se reduce, una vez puesto el motor en marcha, que gira en vacío y no se para hasta el fin del trabajo, a accionar las dos palancas de mano que mandan los embragues. Según qué tambor se embrague, la rasca avanzará rascando el piso y trayéndose el escombros, o retrocederá hacia el frente saltando, por efecto de la forma que tiene la plancha de ataque, por encima de los escombros.

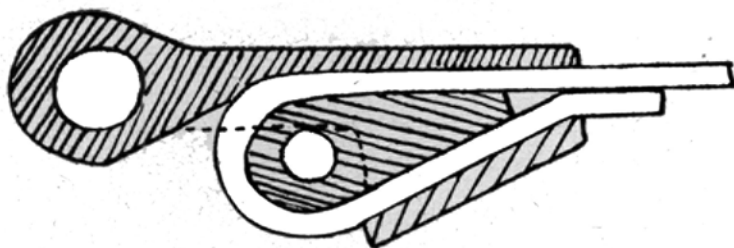
La potencia necesaria para este trabajo es mucha, dependiendo, naturalmente, del tamaño de la rasca y de la naturaleza del escombros. Un material fino exige menos potencia, pues por no presentar obstáculos a ser cogido, solamente requiere la necesaria para su arrastre, más los rozamientos. Pero un escombros como el que producen los disparos de un frente en roca dura o semi-dura está integrado por trozos de roca de todos tamaños, algunos muy grandes, y que están, por efecto del disparo, empotrados



*Fig. 15.—Tipo de Winche de 25 HP para montar en fija*



*Fig. 16.—Tipo de Winche de 10 HP., eléctrico, para montar en el carro rampa*

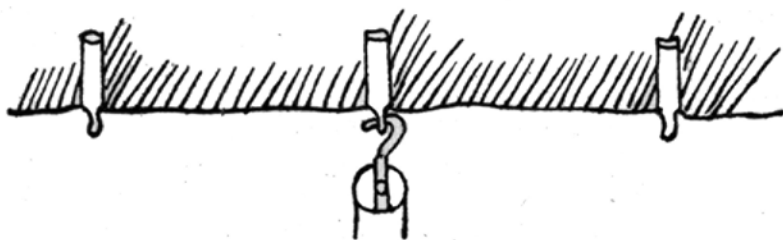


*Fig. 20.—Cubillo de presión muy apropiado para el enganche de rascas*

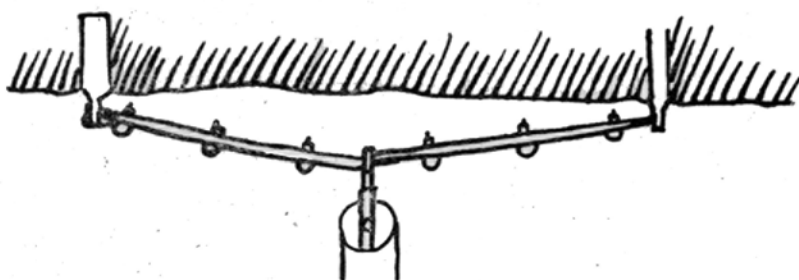


unos en otros. Entonces la fuerza necesaria para arrastrar la rasca, además de la ordinaria en el caso anterior, es la necesaria para desempotrar esos molondros y para vencer la resistencia debida al acoplamiento de los escombros. Es completamente imposible calcular teóricamente esta fuerza, y sólo la práctica puede dar la orientación, fundándose en las dimensiones de la rasca.

Como tipo indicaremos que una rasca de 1,50 de ancho y 45 centímetros de alta necesita un motor de 25 caballos, con el cual



*Fig. 17.—Esquema de colocación de polea directamente de las grapas*



*Fig. 18.—Polea colocada sobre cable tendido entre dos grapas*

trabaja bien, a pesar de que haya enganches que lleguen a calar el motor cuando se atranque, pero esto pasaría lo mismo con un motor de doble potencia. En el trabajo de las rascas cabe aplicar con propiedad el dicho popular de que “más vale maña que fuerza”, porque de la habilidad del que la conduzca dependerá en mucho el rendimiento del trabajo.

De lo dicho se deduce que requiere motores especiales que las casas del ramo fabrican para este objeto.

El cable de retroceso hemos dicho que pasa por una polea que lo invierte de sentido, polea que hay que fijar en el frente. Dos formas hay de colocarla: colgándola de una grapa que se ha medido previamente en un piloco o colgarla de una cadena o cable tendida entre dos grapas colocadas una a cada lado del frente (figuras 17 y 18).

En ambos casos las grapas van a estar sometidas a un tiro que tiende a sacarlas del piloco, tiro que, con la brusquedad de los atraques, es enorme, por lo cual requiere un procedimiento especial de colocación. El mejor sistema es la grapa de cuña. La figura 19 representa una grapa de este tipo colocada.

En cuanto a la forma de colgar la polea hay que tener presente que, para limpiar un frente, hay que variar por lo menos dos veces la polea, y si es ancho, más veces. Colgándola directamente del piloco, hay que preparar varias grapas en los sitios convenientes del frente. Colgándola de la cadena o cable, con sólo dos pilocos basta, y luego es cuestión de correr la polea sobre el cable a derecha e izquierda.

A pesar de esta ventaja, es preferible el primer sistema, porque, por ser menor la distancia de la polea al frente, limpia mejor éste.

Los cables están sometidos a un trabajo durísimo y en las



Fig. 19.—Tipo de grapa de seguridad insacable al tiro

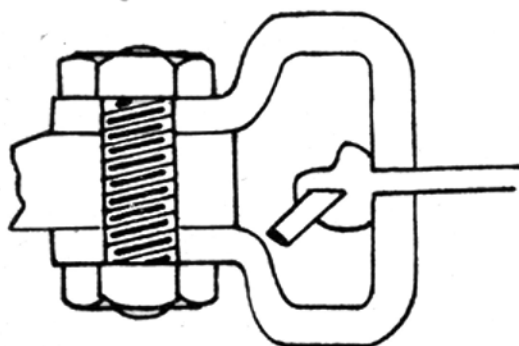
peores condiciones, por la serie de rozamientos a que están sometidos y los tirones bruscos que aguantan. Su reposición es el capítulo más importante de gasto por materiales que tiene este trabajo. Las secciones convenientes dependen del motor y de la rasca usada; en el caso antes citado se emplearon cables de 3/4" para el arrastre y de 1/2" para el retroceso.

La elevación de los escombros para vaciarlos en los vagones o vagónetas se hace por medio de un carro-rampa.

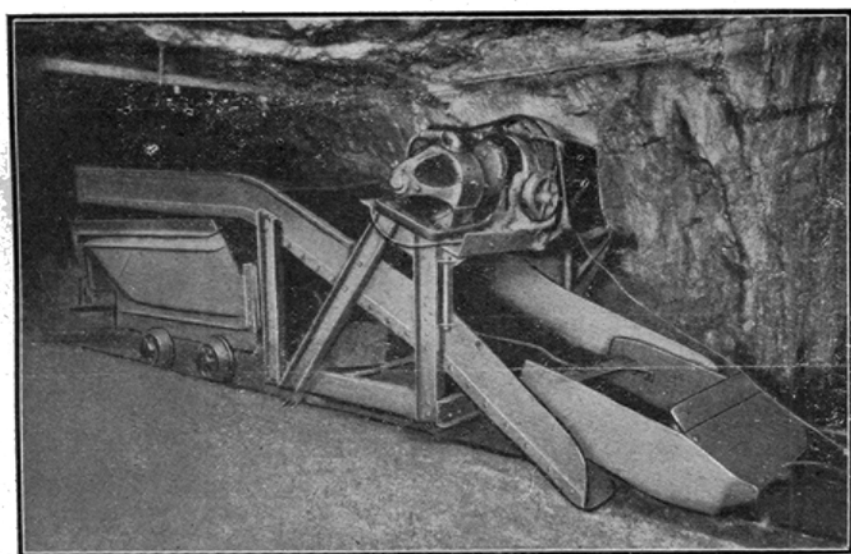
La fotografía núm. 22 reproduce uno completamente equipado. En la parte posterior, que, como se ve, está dispuesta en forma que las vagónetas entran por debajo, tiene una boca por donde los escombros caen a aquéllas; esta boca no debe ser demasiado grande, para que no pueda caer la rasca por ella.

El ancho del carro debe ser justo el de la rasca, para que éste vaya rozando con las paredes de aqué y no pueda meterse ninguna piedra entre ambos, produciendo atraques.

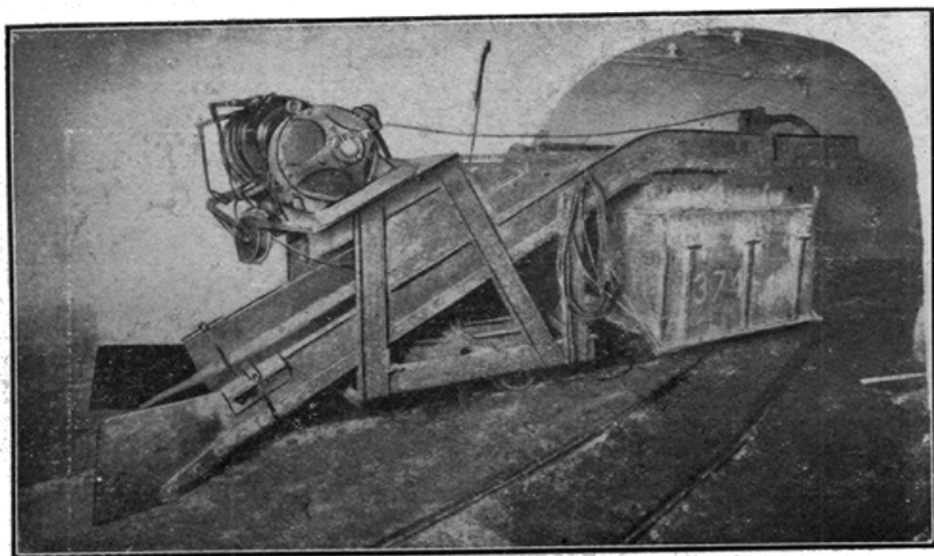
Para facilitar el transporte del carro, la boca es independiente



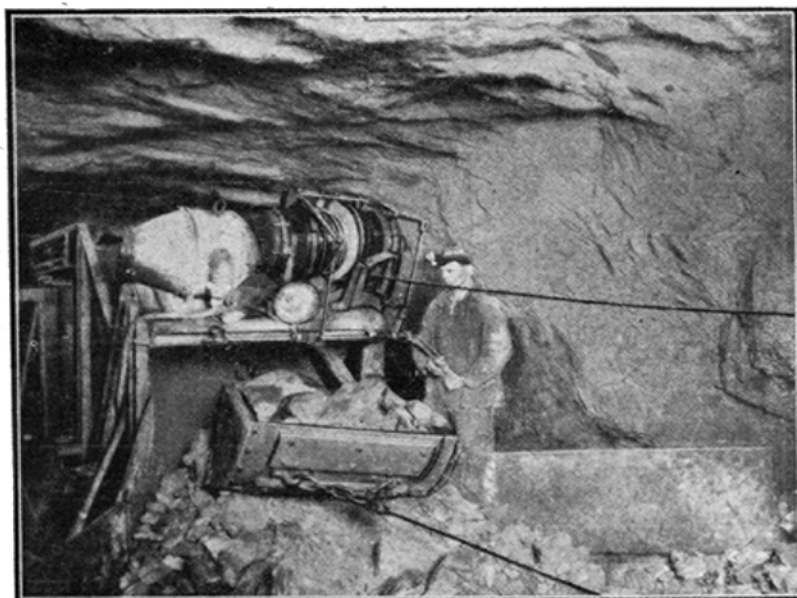
*Fig. 21.—Enganche de la rasca por un simple nudo en el cable*



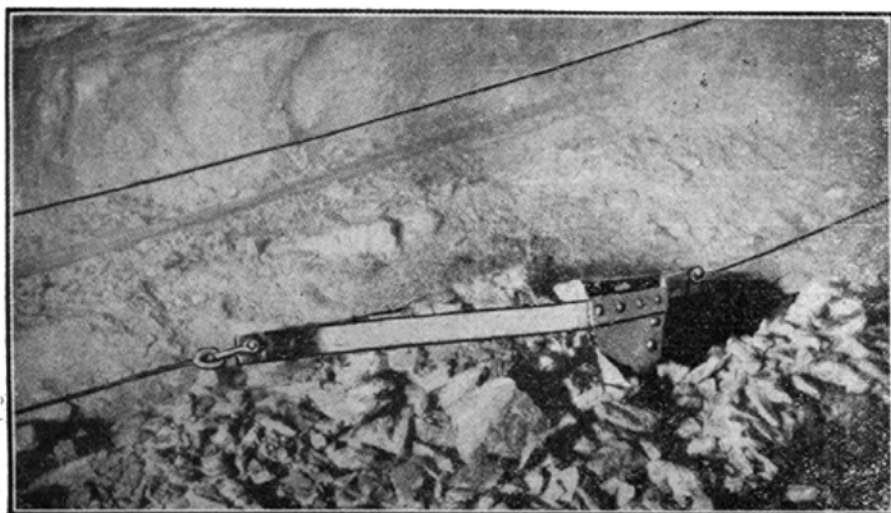
*Fig. 22.—Carro-rampa completamente equipado*



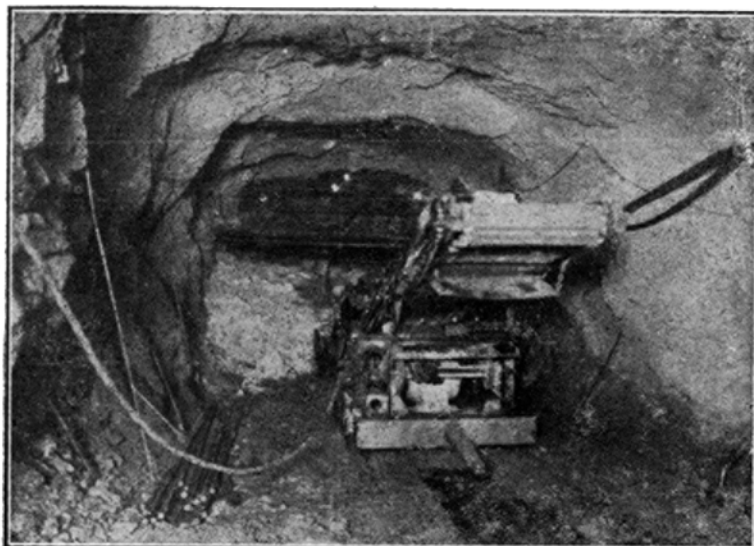
*Fig. 23.—Carro-rampa de boca giratoria que permite levantarla para su traslado*



*Fig. 24.—Rasca subiendo al carro cargada de escombros*



*Fig. 25.—Rasca en pleno trabajo de arrastre en un túnel*



*Fig. 26.—Frente de túnel simultaneando la limpieza de un disparo y la perforación de la mitad superior del siguiente*

de la rampa y están unidas por bisagras que permiten levantarla. La boca está ligeramente ensanchada y sus costados curvados, al objeto de guiar la rasca a su entrada en el carro. Todo el carro va montado sobre un bastidor con ruedas adaptadas a la vía del túnel, lo que permite desplazarlo como si fuera un vagón más.

Al ponerlo en posición de trabajo hay que inmovilizarlo, lo cual se consigue con unas tenazas accionadas por tornos que lleva en la parte del bastidor, y que se colocan cogiendo la cabeza del raíl, con lo cual queda el carro firmemente unido a toda la vía del túnel.

Cuando se utiliza carro-rampa para remontar los escombros, el winche se dispone en el mismo carro, y entonces el cable de arrastre no va directamente del tambor a la rasca, puesto que es necesario conseguir que la rasca pase por detrás del carro. Con este fin llevan los carros en su parte trasera una polea por donde pasa el cable de arrastre.

**DISTANCIA MÁXIMA DE TIRO.**—En el rendimiento de una rasca influye mucho la distancia de tiro.

Cuando se trabaja con carro-rampa se puede reducir el tiro llevando la vía lo más pegada posible al frente que permita el disparo. De esta forma se puede instalar el carro en todos los disparos de 15 a 20 metros del frente, y a esta distancia el rendimiento es magnífico.

Cuando se trabaja sin carro, bien por ser un plano inclinado con piqueras o por disponerse de un pozo para echar los escombros, como el winche hay que colocarlo fijo en un sitio, no se puede cambiar a cada disparo, y o no se puede cambiar durante toda la duración del trabajo, o a lo sumo, cada cierto espacio de tiempo.

En este caso, a cada disparo se va alargando el tiro y, por lo tanto, reduciendo el rendimiento. Nosotros hemos llegado a hacer 250 metros de tiro en un plano inclinado y trabajando rápidamente; pero esto, que se hizo forzado por las circunstancias, no puede servir de precedente, porque realmente las condiciones de trabajo, los últimos 100 metros, fueron deficientísimas y sumamente difíciles.

Se puede cifrar el máximo de longitud de tiro para una rasca en 100 metros, hasta cuya distancia se pueden obtener resultados muy estimables.

A continuación detallamos las características, eficiencias y costos de un trabajo de esta clase:

Mina *San Dionisio*, Atalaya.

Túnel Sur, piso 16.

Roca: pirita de hierro dura.

Sección: 3,80 de alto por 3,60 de ancho.

Avance medio por disparo: 2 metros.

Zafra producida por disparo: 42 metros cúbicos en flojo.

**Equipo empleado**

Rasca: 1 metro de ancho, 30 centímetros de alto; ángulo de ataque, 48°; capacidad, 0,12 metros cúbicos; peso, 270 kgs.

Winche eléctrico, 10 caballos; velocidad, 45 metros por minuto; fuerza de tracción, 450 kilogramos.

Cables: arrastre, media pulgada; retirada, tres octavos de pulgada de diámetro.

**Cuadro de tiempo**

Instalación: una hora.

Maniobras del carruaje: dos horas.

Trabajo útil: cuatro horas.

Recogida y retirada: media hora.

Total: siete y media horas = relevo.

Viajes hechos: 393.

Viajes por hora de trabajo de rasca: 98.

Tiempo que se invertía en zafrear a mano: dos relevos.

Comparación de costos:

|                        | A mano<br>—<br>Ptas. metro | Con rasca<br>—<br>Ptas. metro |
|------------------------|----------------------------|-------------------------------|
| Jornales.....          | 90,40                      | 24                            |
| Energía. ....          | —                          | 1,20                          |
| Lubricantes. . . . .   | —                          | 0,80                          |
| Reparaciones . . . . . | —                          | 3,20                          |
| Cables (desgaste)..... | —                          | 5,20                          |
| Varios.....            | 1,60                       | 3,20                          |
| TOTAL.....             | 92,00                      | 37,60                         |

**Costo de la instalación completa:**

|                                       |           |
|---------------------------------------|-----------|
| Winche, 10 caballos; 2 tambores. .... | 6.914,26  |
| Carro-rampa completo.....             | 4 515,64  |
| Rasca.....                            | 334,98    |
| Polea . . . . .                       | 36,46     |
| Cadenas y cuñas . . . . .             | 65,00     |
| Cables de acero.....                  | 150,00    |
|                                       | 12.016,32 |

J. R I V A S

---

## POZO "MOSQUITERA"

*Agradeciendo el honor que me dispensa la Directiva de nuestra Agrupación asignándome este tema para el presente Congreso, he decidido presentaros esta Memoria, exclusivamente descriptiva de la instalación, limitándome por la premura de tiempo a ordenar algunos apuntes y datos conocidos ya por algunos de nuestros compañeros que estuvieron conmigo de prácticas de fin de carrera y por los de la Jefatura de Minas de la provincia a cuya aprobación y confrontación tuve que someter el proyecto correspondiente.*

*Empiezo por exponer la historia de la profundización, formada por los apuntes de mi diario a raíz de terminarla, pasando después a describir las características principales de la instalación, pozo, transportes por balanzas, máquina de extracción y castillete, señales, aire comprimido, ventilación, desagüe, lampistería y servicios de exterior, transportes de exterior y sub-estación eléctrica.*

*Pido perdón por las deficiencias que observéis en la exposición de esta Memoria al no tratar con la misma amplitud sus distintos capítulos por la razón indicada de que el poco tiempo de que dispongo no me permite sino recoger los datos que he encontrado entre mis papeles.*

### I) HISTORIA DE LA PROFUNDIZACION

Elegido el lugar del emplazamiento de este importante pozo en la plaza de la mina del mismo nombre, en el tramo estéril que

existe entre los paquetes *Sorriego* y *Entrerregueras*, a unos doscientos metros de este último, fué designado el punto preciso, a últimos del mes de julio del año 1926, por el Director general de la Sociedad, Don Antonio Lucio, con la asistencia del Consejero don Secundino Felgueroso, el Jefe de Minas don Ramón Moreno y el Ingeniero Jefe del Grupo *Siero* que redacta estos apuntes. Después de hechas las oportunas gestiones para la adquisición de algunos terrenos, que sirvieron para la desviación del camino público a "Las Paseras" y ensanchamiento de la plaza, instalamos un torno de mano y una vía provisional para conducir los escombros, dando el primer piquetazo, en la mañana del 2 de agosto, el Consejero don Constantino Felgueroso. Primeramente bajamos un pocillo de reconocimiento, de sección 3 m. por 1,50 m., que atravesó el terreno vegetal y de relleno a los 5,50 m. de profundidad a que se encontró el terreno firme formado por un banco de pizarra bien estratificado; sobre este banco se sienta la alcantarilla de conducción del reguero presentándose tangente al pocillo, en vista de lo cual decidimos hacer que el revestimiento del pozo sea exteriormente tangente a esta alcantarilla, aun a costa de desplazar aquél un metro, evitándonos con ello el gasto de tener que desviar ésta. Al mismo tiempo que se profundizaba el pocillo, la brigada topográfica se ocupaba de levantar el plano topográfico y perfiles necesarios para ir haciendo el proyecto de las instalaciones provisional y definitiva, comenzándose también la construcción de casa provisional, que comprendía: casa para la máquina, almacén de cemento y demás materiales, oficina y cuarto de obreros; también se colocaron gran parte de las vías provisionales para el servicio de la profundización.

A mediados del mes de septiembre ya estaba construída la casa, faltando únicamente por techar la mitad, por falta de teja; las vías quedaban electrificadas. El día 1.º de este mes se comenzó, a un relevo, la profundización del pozo con un diámetro de 7,20 metros, por haber decidido dar 0,80 m. de revestimiento en los primeros metros; el terreno, aunque suelto, se sostuvo bastante bien ayudados por la carencia de lluvias, sosteniendo las tierras con aros de angular doble de 60 por 60, colocados a 1,50 metros de distancia unos de otros, enlazados entre sí por medio de ganchos y entablado por detrás de ellos. Al mismo tiempo instalamos el compresor y tubería de viento comprimido permitiéndonos así perforar con martillos en cuanto llegamos al terreno firme el cual se encontró, como he dicho, a los 5,50 metros del lado del pocillo y a los 3 metros del lado opuesto, por bajar la montaña.



Se bajó en total el pozo hasta los 6,55 metros, colocándose la primera cimbra a esta profundidad, después de bien allanado el fondo, el día último de mes, dejando en este sitio un entrante para la buena cimentación del revestimiento.

El acopio de materiales durante este mes fué el suficiente para poder comenzar trayendo grava del alto horno de la Fábrica y de las guijeras cretáceas de Carbayín y La Moral, esta última preparada para este fin por un contratista. Dosificada con una chapa perforada fina la mezcla de arena y grava, procedente de esta cantera, nos encontramos estos elementos en la proporción de 12 a 18, cuyos números respectivos de cestos mezclados con dos sacos de cemento portland "Tudela-Veguín" nos da 0,400 metros cúbicos de hormigón apisonado, que supone 250 kilos de cemento por metro cúbico de hormigón. El precio de 4,50 pesetas la tonelada de grava de La Moral disminuído del canon de 1,50 pesetas que abona el contratista nos da el de 3 pesetas la tonelada, bastante bajo sobre todo si se tiene en cuenta su buena calidad, casi exento en absoluto de arcilla.

La estratificación de los bancos se presentó, como decía, concordante con los de la mina, aproximadamente en dirección Norte-Sur, siendo en el sitio elegido una pizarra bastante dura, pero buena de perforar, y siendo la inclinación casi vertical es claro que esperásemos tener estos bancos en toda la longitud del pozo, caso de no haber algún trastorno en profundidad.

La extracción de escombros en este primer tramo se hizo sin inconvenientes, aprovechando el material del lavadero fuera de las horas de servicio de éste; al principio las espuestas de esparto traídas de Andalucía dieron cumplimiento a la extracción, pero rotas éstas hubo que acudir a cajas de madera con fondo móvil en dos mitades; una bomba de mano de incendios fué suficiente para hacer el desagüe.

Hasta el día siguiente, 1.º de octubre, no pudimos comenzar a hormigonar la primera cimbra por resultar muy defectuosa, tal como las mandaron del taller de construcción era imposible usarlas, pues además de no resultar exactamente circulares, tampoco daban el diámetro de 5,60 metros que son indispensables en este caso concreto en que tan justas caben las jaulas de cuatro vagones, y los agujeros de unión de una con otra tampoco coincidían; no había ya duda de que era preferible hacer cimbbras nuevas que ensanchar las de 5 m. de diámetro del pozo *Sotón*. Por fin, se consiguió nivelar y centrar bien esta cimbra y hormigonarla. Para esta fanea colocamos una canal de madera por

la cual se echaba el hormigón a unas chapas colocadas sobre el arriostrado de la cimbra; cuatro obreros afuera, con el maestro de hormigón, hacían la mezcla y otros cuatro con el jefe de equipo se encargaban de distribuir y apisonar la masa con pisones de fundición con mango de madera de unos 5 kilogramos de peso. La parte más fina de la mezcla se procuró echarla pegando con la cimbra para que la parte vista resultase mejor.

En la primera quincena de octubre se terminó de revestir este tramo de 6,55 metros, teniendo buen cuidado de dejar los cajetines para el cuadro de taquetes y vigas primeras del guionaje con las correspondientes al departamento de escalas, así como lo hicimos en todo el pazo; también se dejaron los huecos para las vigas del cuadro de asiento del castillete provisional que fué el antiguo del Pozo *Barredos*. Sin pérdida de tiempo se hizo el montaje de este castillete y de la máquina de extracción, la cual era la que había en el plano de tierras de "Tras el Canto", quedando toda esta instalación provisional terminada en la noche del 14 de noviembre para poder así dar cumplimiento al plazo que nos habían fijado comenzar el día 15 la profundización a tres relevos.

De acuerdo con el contratista don Abelardo Fueyo, que en este momento empieza a actuar como tal, se establecen éstos con un encargado, un maquinista, tres perforadores, tres rastrilleros, un comportero y un pinche por relevo, además de un encargado especializado en hormigón; los jornales fueron de 25 a 30 pesetas para los encargados, 15 a 17 los perforadores, 12 a 14 los rastrilleros y 11 a 12 los maquinistas y comporteros, casi todo este personal de La Carolina y Linares, acostumbrado a esta clase de trabajos. El precio convenido, por metro de pozo, incluyendo los explosivos, fué el de 1.250,00 pesetas, completamente terminado de revestir y con los cerramientos que hubo porque los albañiles para esta operación siendo los nuestros los pagó él.

El día 23 ensayamos la pega eléctrica sin gran resultado debido por una parte a que las cápsulas ya eran antiguas y sin duda fallaba alguna y sobre todo por su mal montaje, pues para la explosión de los fulminantes es necesario que además de montarlos en paralelo se establezca un corto circuito; a los pocos días ya trabajábamos con ella muy satisfactoriamente evitando además de los peligros de la pega a mano, la pérdida de tiempo que se empleaba al tener que romper grandes costeros, que así se evitan.

Del día 24 al 29 estuvimos revistiendo este segundo tramo de 6,50 metros empleando una hormigonera "Parset-Pachet", que es la que hemos usado en todo el revestimiento, con gran economía

de tiempo y jornales, así como de cemento, pues permite una mejor dosificación, resultando además muy homogénea la mezcla; el hormigón caía de la hormigonera a una pequeña tolva colocada en la boca del pozoy de aquí a una canal hasta el tablero colocado encima de la cimbra que se rellenaba; la canal estaba sostenida por medio de unas grapas a unos tacos de madera que dejábamos embutidos en el revestimiento análogos a los que dejábamos para sostener la tubería del viento comprimido y a los de una escala hecha con cables viejos, para bajar al fondo del pozo. Empleadas tres de las nuevas cimbras, notamos bien la diferencia con las reformadas, por su mayor perfección. El día 19 hicimos el primer cerramiento de ladrillos, que quedó muy bien, marcando exactamente el centro del pozo y dos de sus generatrices diametrales con tres plomadas pendientes de tres puntos fijos en el cuadro de hierro del castillete. El mismo día, el segundo relevo quitó los andamios y comenzó a limpiar el fondo dándose una pega eléctrica, de 45 barrenos, que obró muy bien, a las ocho de la mañana del siguiente día. No se trabajó ni el día 2 de diciembre, por muerte de un obrero en la mina, ni el día de Santa Bárbara, haciendo además que las lluvias torrenciales de este día y el siguiente nos hicieran perder dos más en sacar agua con las cubas. Muchos obreros fueron dados de baja por quemaduras en los pies y manos, sin duda por estar encharcados en agua con mucho cemento desleído y probablemente por la composición de éste porque después de hacer la reclamación a la Fábrica, con las nuevas partidas se fueron reduciendo aquéllas; el día 8, no obstante la prohibición de trabajar descalzos o con alpargatos, teníamos quince bajas y hubo que reorganizar los relevos con personal de *Hulleras del Rosellón* hasta que nuestros obreros quedaron útiles.

El día 17 se comenzó a revestir el tramo que había profundizado, de 9,40 metros, y el día último de año quedaban revestidos en total en el mes 14 metros y profundizados otros 2,40 metros pendiendo de revestimiento para el mes de enero.

Vimos que la consistencia del terreno nos permitió ya bajar un tramo de bastante longitud; la roca se sostuvo muy bien, mejor que el mes anterior, cuyo tramo no pudimos bajarlo más de 6,50 metros por presentarse una grieta en un peñón bastante considerable para arrastrar el revestimiento anterior si hubiese caído.

El día 31 del mes de enero de 1927 quedó revestido el pozo unos 30 cm. por debajo del piso del anchurón del 40 y formado

y revestido éste en unos dos metros de longitud, quedando perfectamente a curva de intersección del pozo con la bóveda de aquél, que es rebajada y de tres centros con luz de 5,10 metros; la altura del piso a la clave es de 3,50 metros, como son los demás anchurones a la entrada, bajando después lentamente los muros hasta reducir la altura a tres metros.

Por debajo de la última cimbrada hicimos un tramo de, solamente, 3,50 metros que quedó revestido el día 7 de febrero de madrugada; este tramo fué tan corto para evitar que un liso falso que se presentó hiciese peligrar el anchurón. El cable de la izquierda hubo que cortarlo por segunda vez, por aflojarse la envolvente exterior; fué un gran acierto adoptar el tipo antigiratorio para evitarnos las muchas desventajas de tener que guiar las cubas.

Se hizo una canal alrededor del pozo para recoger con ella las aguas que resbalaban por él reuniéndolas en el anchurón del 40; esta canal se hizo en el revestimiento con los martillos rompedores especiales para fraccionar los costeros demasiado grandes, que desde luego funcionan con buen resultado, aunque en el caso del pozo no son necesarios porque la pega eléctrica desmenuza bastante la roca, para cargarla.

En febrero se profundizaron 14,20 metros, de los que se revistió primeramente el tramo de 3,50 metros y luego los 10,70 metros restantes; en este tramo se desprendió un liso que si bien no fué de importancia nos sirvió de aviso para no hacer todavía tramos demasiado largos. También se revistió el resto del anchurón 40 en el total de 6 metros, a cuya distancia ya tiene 3 metros de altura a la clave, dando 0,60 m. al espesor del revestimiento. Al quitar las cimbras del pozo, el día 2, vimos que estaba poco fraguado el hormigón, a mi juicio por haberlo apisonado demasiado seco y no a lo que dijo el personal ser por falta de cemento, a causa de obligarles insistentemente a no echar más del de la proporción fijada y que estaba dispuesto a no pasar (cinco paladas por depósito de la hormigonera).

Ya no nos fué posible bajar el hormigón por la canal cerrada de madera que empleábamos, por la peligrosa velocidad que adquiriría al llegar al fondo, por lo cual bajamos en cubas; la que hicimos con fondo móvil y doble cerrojo la desechamos por la pérdida de tiempo que se empleaba en abrir y cerrar este fondo y porque la encontramos más peligrosa que las de fondo fijo, las cuales se vacían muy bien sin más que dejar fijo el cable del tambor loco enganchándole la cuba por el fondo con una anilla,

una vez lo cual hecho bajando el otro cable de suspensión la hace bascular.

El día 3 de marzo, una vez quitadas las cimbras y andamios que sirvieron para la descarga del hormigón para el anchurón, se reanudó la profundización haciendo el día 15 el cierre del tramo hormigonado, de 8,50 metros, empleándose el día 16 en quitar las cimbras del pozo y las cerchas y cajones del anchurón.

Hicimos un tabique de ladrillo en el anchurón para formar un depósito donde reunir las aguas que recogía la canal y que hasta entonces se recogían en una cuba; un caballito accionado por el aire comprimido las subía a la superficie y un grifo dejado en la tubería nos permitió enviar al fondo del pozo el agua precisa para los barrenos. Después de la lluvia de estos días el agua aumentó desde un metro cúbico a tres metros cúbicos por hora.

Al profundizar el último tramo observamos una mayor consistencia y dureza de la pizarra que se atravesó, con abundancia de fósiles, tallos de crinoides y espirifer, apareciendo también un pequeño banco de arenisca al muro.

El día 21 hubo un accidente de muerte en *Mosquitera*, no bajando dicho día ni el siguiente. El 28 se comenzó el revestimiento de un tramo de 9,50 metros, haciéndose el cierre el día 30 y dedicándonos el 31 a sujetar bien la tubería del aire comprimido y limpiar el piso, así como en reparar algunos trozos del último tramo revestido estropeados por los primeros tiros del siguiente. Este mes de marzo, a pesar de la pérdida de dos días y de haber comenzado el día 3 la profundización, se hicieron 18 metros. La mezcla del hormigón, en el último tramo, se hizo a mano porque la hormigonera se mandó a la Fábrica para la cimentación del "bloomig", así como los martillos rompedores que, desde luego, no necesitamos en el pozo y prescindimos definitivamente.

El día 1.º de abril se reanudó la profundización haciendo un tramo de 9,50 metros que terminamos de cerrar el día 17, volviendo a profundizar, de nuevo, al siguiente. El revestimiento dicho costó más trabajo que de ordinario porque las cimbras se deformaron algo y el empleo de gatos y puntales, para llevarlas a su sitio, llevaba bastante tiempo; procedimos una vez sacadas las cimbras, a rectificarlas mientras se profundizaba el pozo, y cambiamos el arriostrado que tenían, que hacía solidarios cada dos cuadrantes, por otro nuevo formado en cada cuadrante por una cuerda y un pendolón.

El revestimiento del segundo tramo de abril, que era de 10,50

metros, en vista de la buena consistencia del terreno, lo hicimos muy de prisa con la nueva disposición de las cimbras. El avance total del mes fué de 20 metros, completamente terminados, alcanzando a la fecha el pozo la profundidad de 92,10 metros, pues ya el primitivo proyecto de una profundidad de 200 metros con plantas cada 50 metros se substituyó por el de 267 metros con solo dos pisos de 110 metros, aparte del de protección de 40 metros, con la intención de subdividir aquellos macizos de 110 metros en otros, por niveles intermedios interiores instando las balanzas que sean precisas para los distintos servicios.

El día 1.º de mayo se hizo fiesta y el día 2 se empleó en quitar las cimbras y hacer el desagüe, renudándose el día 3 la profundización, llegando el día 13 a colocar la primera cimbra para el revestimiento de un tramo de 11,50 metros, presentándose la roca cada vez mejor para avanzar de prisa y al mismo tiempo sin sostenerla; el agua tampoco molestó y así llegamos este mes, con otro tramo de 9,50 metros, a 21 metros completamente terminados con otros dos metros más profundizados que se revisten el día 3 de junio.

En junio se perdió un día completo, de tres relevos, para cambiar el nuevo cable, haciendo además un repaso general a todos los mecanismos y frenos de la máquina y colocando un motor de repuesto. Los cables siguieron siendo de 20 m/m antigiratorios, éstos de fabricación inglesa y con la longitud necesaria para profundizar todo el pozo. Se hicieron este mes dos tramos de 11,70 metros y 11,60 metros, respectivamente; este último terminado el día 1.º de julio, de cerrar.

El día 7 de julio rectificamos exactamente la profundidad alcanzada a la fecha y nos dió 138,60 metros, que coincidió en absoluto con la suma de las profundizaciones parciales medidas. Como el piso del enganche iba a los 150 metros, decidimos hacer un tramo de 5,70 metros de éste, revistiendo otro tramo por debajo y dejando entre los dos este espacio libre de 5,70 metros donde situamos el anchurón a las dos manos. La extracción de escombros, a la profundidad alcanzada, la hicimos ya con tres cubas cargando una en el fondo mientras con las otras dos se hacía la maniobra; por este procedimiento llegamos a sacar, a esta profundidad, 55 cubas en tres horas y, siendo la velocidad del cable de un metro por segundo, aproximadamente, vemos el poco tiempo que se empleó en el enganche y desenganche de las cubas (un minuto aproximadamente).

Por orden de la Dirección se dejó de trabajar los días 16 (Car-

men) y 18 (Carmin) y el domingo 17 a causa de la mala situación del mercado hullero. Terminados de revestir los 6 metros, por debajo del piso 150, nos pusimos a hacer el franqueo de los anchurones en una longitud de unos tres metros, haciendo primero el avance a uno de los lados y luego al otro: Para estas operaciones pusimos, con carriles sobre la última cimbra, un tablero bien cargado de costeros.

No hubo ninguna novedad en la obra no siendo una zapatera que marcó uno de los encargados, demasiado inclinada y baja, deformando la última cimbra y por consiguiente el pozo al fraguar el hormigón en ella, y no hubo más remedio que quitar la media cimbra afectada por la explosión y hormigonarla de nuevo una vez demolida la parte defectuosa.

El día 5 de agosto se procedió a desmontar y subir los tableros, una vez saneado el fondo del pozo y las coronas de los transversales, procediéndose acto seguido a la colocación de los cajones para ejecutar los muros de revestimiento de éstos y las cerechas de la bóveda (3 para cada lado). Quitadas las cimbras del pozo hormigonamos de nuevo la parte defectuosa, que causó el tiro, y después de sacada la tierra que había quedado en el fondo revestimos los 5 metros que teníamos profundizados, terminando el día 9 de hacer el cierre de este tramo; el día siguiente lo empleamos en hacer reparaciones en las poleas y en el controleur, perdiendo también de profundizar al otro día para sacar las cimbras del pozo y dar más tiempo al fraguado del hormigón de los enganches, reanudando otra vez el avance el día 22 de un tramo de 12,60 metros que se revistió entre el 25 y el 30, sacando las cimbras del pozo y anchurón el día 31. (Perdimos también el día 13 por muerte de un obrero en la mina).

En el mes de septiembre hicimos dos tramos de 12,50 metros, el último terminándolo de revestir el día 2 de octubre, dedicando el día 3 en correr las poleas del castillete 20 cm. para separar las cubas de la pared del pozo y evitar accidentes como el ocurrido al señor Fueyo, que rompió un brazo al caer una piedra de la cuba, que tropezó en el anchurón del 150 por no haberla sereñado bien; con esta mayor separación hubo suficiente sin necesidad de guiar las cubas.

Desde el día 1.º de octubre rigió la nueva jornada de ocho horas, lo cual no influyó gran cosa en este trabajo por el tiempo que necesariamente hay que perder en la salida del humo, no viniendo ya a la profundidad que nos encontrábamos instalar un ventilador, porque, además de que ganaríamos poco tiempo, siem-

pre hubiera existido el peligro de la tubería colgada, mientras se profundizó. Al contratista, no obstante la poca ventaja del aumento de jornada, se le bajó un 10 por 100 del precio (mano de obra y explosivos), quedando éste en 1.125,00 pesetas el metro. El domingo día 9 no trabajó ninguno de los tres relevos por mala tensión en la red, no pudiendo subir las cubas más de mediadas; el domingo 16 también suspendimos de 8 de la mañana a 4 de la tarde por la misma causa, comenzándose entonces a preparar el revestimiento del tramo profundizado de 11,70 metros, consiguiéndose de la organización obrera del Sindicato terminarlo el día 19, a pesar de que la huelga comenzó el día 17. El día 23, terminada la huelga, se procedió a quitar las cimbras y se continuó la profundización hasta el día 2 de noviembre en que se comenzó el revestimiento de un tramo de 10,70 metros; no pudimos usar la hormiguera por haberse roto su cadena de transmisión y tuvimos que hacer la mezcla a mano, terminándose el día 5 de hormigonar y volviendo a profundizar al día siguiente después de quitadas las cimbras. La roca se presentó en inmejorables condiciones de arranque aunque algo más dura, para perforar, y con algo de arenisca; el agua tampoco aumentó sensiblemente.

Hasta el día 15 bajamos 9,52 metros observando una pequeña falla de terreno suelto, que facilitó el arranque, habiendo desaparecido la arenisca; hasta el día 30 bajamos y revestimos otro tramo de 10,70 metros, también de fácil arranque, sustituyendo con éxito la dinamita de primera por la de segunda.

El día 4 de diciembre no se trabajó, y el día 8 por la catástrofe de *Carbones de la Nueva* tampoco. Se procedió al revestimiento del tramo profundizado de 9,60 metros el día 11, suspendiéndose el día 14 por muerte de un obrero en *La Braña*, y se terminó el cierre en la noche del 15 al 16 quitando las cimbras este último día y terminando de revestir el día último de mes un tramo de 8,58 metros, después de hacer fiesta el día de Navidad.

Hicimos una medida de rectificación de la profundidad alcanzada a la fecha y nos encontramos con 254,85 metros, que excede en 47 cm. a la suma de las mediciones parciales, debido a errores por los cierres.

El día 9 de enero de 1928 empezamos el revestimiento del nuevo tramo, que alcanzó 2,50 metros por debajo de la planta 260, construyéndose al mismo tiempo los muros de entrada a los anchurones, colocando la primera cercha de su bóveda el día 12 y acto seguido las demás, terminando el cierre del tramo el día 14. Suspendimos los trabajos dicho día y al siguiente para dar tiem-



po al fraguado del hormigón, y el día 16 quitamos las cimbras del pozo y cerchas de entrada de los enganches. La profundización y arranque del lado Oeste fué dificultosa por presentarse el terreno algo descompuesto y una pequeña división de carbón; el terreno volvió a presentarse bastante bien, pero un banco duro de arenisca, al agrietarse, entorpeció e hizo peligroso el avance del anchurón de este lado, así como la entrada al paso para la sala de bombas, consiguiendo sin embargo, sin ningún hundimiento, vencer el obstáculo, formando y revistiendo además de esta entrada otros tres metros de galería. Sin duda fué esta parte de la obra la más difícil de ejecutar, pero una vez que salimos triunfantes de ella y que el banco de arenisca no apareció hasta aquí, no tenemos más remedio que dar gracias a Dios porque con esto no hizo más que demostrarnos la buena suerte que tuvimos al elegir el lugar de emplazamiento, que de haber sido unos, muy pocos metros más al Oeste, la hubiéramos tenido en casi toda la profundidad del pozo, obteniendo un menor avance con mayor gasto de explosivos y mayores dificultades.

El día 31 de enero se bajaron las cimbras para revestir los 5,50 metros que hay hasta los 268 metros del fondo y a las ocho de la mañana del día 2 de febrero terminamos el cierre y con él profundización del pozo *Mosquitera*, cuya última piedra la sacó el Consejero don Constantino Fegueroso, que sacó la primera, en la mañana del día 3, tardando en profundizar los 261,40 metros (descontando los 6,60 metros primeros), catorce meses y medio, de los que hemos de descontar uno empleado en la formación y avance de los anchurones, resultando, en definitiva, trece meses y medio para la profundización, lo que nos da un avance mensual medio de más de 19 metros. Hemos, pues, profundizado el pozo de 268 metros antes todavía de lo que se había calculado en terminar el de 207 metros que se proyectó primeramente.

## II) COSTO DE LA PROFUNDIZACION

Las cantidades gastadas hasta el día 1.º de febrero de 1928, son las siguientes:

|                                             | Pts. Cts.  |
|---------------------------------------------|------------|
| a) Pagado por adquisición de terrenos... .. | 2.817,22   |
| b) — por mano de obra, Interior, 286.658,82 |            |
| — por mano de obra Exterior, 48.946,44      | 335.605,26 |

|                                                | Pts. Cts.  |
|------------------------------------------------|------------|
| e) — por almacén... ..                         | 246.040,00 |
| d) — por m/obra al contratista, en anchurones. | 10.065,50  |
| e) — por exploxivos ... ..                     | 1.801,10   |
|                                                | <hr/>      |
| Total gastado hasta el día 1.º-2-928...        | 596.329,08 |

El cuadro número 1 indica, por meses, las cantidades b) y c) y el cuadro número 2 especifica, por capítulos, esta última c).

Para obtener el verdadero precio a que ha resultado el metro de pozo hay que restar del total gastado lo que se ha empleado en terrenos, obras en anchurones, pocillo de reconocimiento, casa provisional y montaje del castillete y máquina de extracción, instalación de vías provisionales y encauzamiento del reguero, debiendo también excluir el importe de los volquetes, cimbras, hormiguera, cubas, martillos y cuanto constituya obras aparte de la profundización y material que queda en condiciones de servir para otros usos, así como una primera factura abonada a *Santa Ana* por escalas de la instalación definitiva.

1.º) Las obras ejecutadas, aparte de la profundización, pocillo, casa, reguero, etc., etc., importan aproximadamente:

|                              | Pts. Cts. |
|------------------------------|-----------|
| Mano de obra, Interior... .. | 334,37    |
| Mano de obra, Exterior... .. | 12.000,00 |
| Almacén... ..                | 23.805,78 |
|                              | <hr/>     |
|                              | 36.140,15 |

2.º) Las ejecutadas en anchurones, importan:

|                              | Pts. Cts. |
|------------------------------|-----------|
| Mano de obra, Interior... .. | 10.065,50 |
| Mano de obra, Exterior... .. | 2.000,00  |
| Almacén... ..                | 11.151,10 |
|                              | <hr/>     |
|                              | 23.216,60 |

3.º) El material que debe descontarse, es:

|                                             | Pts. Cts.  |
|---------------------------------------------|------------|
| 15 Volquetes... ..                          | 10.280,38  |
| Cables... ..                                | 3.199,85   |
| 1 Hormigonera Parset-Pachet... ..           | 6.689,50   |
| 4 Martillos, mangas y tuberías... ..        | 5.105,00   |
| 3 Cubas... ..                               | 2.700,00   |
| Cimbras (10 nuevas y tres reparadas) ... .. | 27.195,80  |
| 1 Ventilador Copus... ..                    | 730,50     |
|                                             | <hr/>      |
|                                             | 55.901,03  |
| 4.º) Factura de "Santa Ana" (escalas)... .. | 3 650,50   |
| 5.º) Adquisición de terrenos... ..          | 2.817,22   |
|                                             | <hr/>      |
| Total a descontar... ..                     | 121.725,50 |

Quedan 474.603,50 pesetas, que se distribuyen así:

|                              | Pts. Cts.  |
|------------------------------|------------|
| Mano de obra, Exterior... .. | 286.324,45 |
| — — Exterior... ..           | 34.946,44  |
| Almacén... ..                | 153,332,69 |

Resultando el precio de coste por metro de pozo a 1.770,89 pesetas, que se reparten en:

|                              | Pts. Cts. |
|------------------------------|-----------|
| Mano de obra, Interior... .. | 1.068,37  |
| — — Exterior... ..           | 130,39    |
| Almacén... ..                | 572,13    |
|                              | <hr/>     |
|                              | 1.770,89  |

Descontando en el cuadro número 2 las cantidades correspondientes a sus distintos capítulos, y que son:

|                              | Pts. Cts. |
|------------------------------|-----------|
| Madera de mina... ..         | 200,00    |
| Madera de construcción... .. | 7.000,00  |
| Carriles y escarpías... ..   | 5.000,00  |

|                                  | Pts. Cts. |
|----------------------------------|-----------|
| Ruedas, ejes y cojinetes... .. . | 10.280,38 |
| Cables, cuerdas y poleas... .. . | 3.199,85  |
| Hierros y aceros... .. .         | 1.500,00  |
| Herramientas y cestos... .. .    | 400,00    |
| Explosivos y mechas... .. .      | 205,78    |
| Grasas y algodón... .. .         | 400,00    |
| Cal, tejas y ladrillos... .. .   | 14.250,00 |
| Máquinas y piezas... .. .        | 47.771,30 |
| Efectos diversos... .. .         | 1.500,00  |
| Energía eléctrica... .. .        | 1.000,00  |
|                                  | <hr/>     |
|                                  | 92.707,31 |

Quedan para la profundización:

|                                  |            |
|----------------------------------|------------|
| Madera de construcción... .. .   | 2.781,62   |
| Carriles y escarpías... .. .     | 445,50     |
| Cables, cuerdas y poleas... .. . | 36,25      |
| Hierros y aceros... .. .         | 2.443,21   |
| Herramientas y cestos... .. .    | 440,69     |
| Explosivos y mechas... .. .      | 34.170,80  |
| Grasas y algodón... .. .         | 615,81     |
| Cal, tejas y ladrillos... .. .   | 82.292,42  |
| Máquinas y piezas... .. .        | 6.018,21   |
| Efectos diversos... .. .         | 10.004,03  |
| Energía eléctrica... .. .        | 14.082,15  |
|                                  | <hr/>      |
|                                  | 153.332,69 |

Correspondiendo, por metro:

|                                  | Pts. Cts. |
|----------------------------------|-----------|
| Madera de construcción... .. .   | 10,39     |
| Carriles y escarpías... .. .     | 1,65      |
| Cables, cuerdas y poleas... .. . | 0,14      |
| Heirros y acero... .. .          | 9,12      |
| Herramientas y cestos... .. .    | 1,64      |
| Explosivos y mechas... .. .      | 127,51    |
| Grasas y algodón... .. .         | 2,30      |

|                              | Pts. Cts. |
|------------------------------|-----------|
| Cal, tejas y ladrillos... .. | 307,08    |
| Máquinas y piezas... ..      | 22,46     |
| Efectos diversos... ..       | 37,32     |
| Energía eléctrica... ..      | 52,54     |
|                              | 572,13    |

Estudiemos, en particular, el consumo de cemento y grava y el de explosivos, que son los más importantes:

*Cemento*

|                                                     |                       |
|-----------------------------------------------------|-----------------------|
| Sacos gastados en el revestimiento del pozo. ... .. | 11.000 = 550.000 Kgs. |
| Sacos gastados en anchurones del pozo.              | 1.550 = 77.500 —      |
| Sacos gastados en obras del Exterior...             | 734 = 36.700 —        |
|                                                     | 13.284 = 664.200 Kgs. |

*Grava y arena (mezcla)*

|                                             |                                 |
|---------------------------------------------|---------------------------------|
| Gastadas en el revestimiento del pozo... .. | 4.701,00 toneladas.             |
| — — anchurones — —                          | 662,00 —                        |
| — — obras del Exterior ... ..               | 313,00 —                        |
|                                             | Total... .. 5.676,00 toneladas. |

Se hicieron 29 tramos con 28 cerramientos que acusan una longitud de 16,30 metros, dando un total de metros hormigonados de  $268 - 16,30 =$  a 251,70 metros. El consumo por metro de pozo resultó de 2.185 kilogramos y el de grijo de 18.677 toneladas; con el espesor medio de revestimiento de 0,45 metros (8.548 m<sub>3</sub>) resultó una proporción, por m<sub>3</sub> de hormigón apisonado, de 255 kilogramos de cemento y 2.185 toneladas de grava, cuyas cantidades, apreciando la mayor proporción de cemento en el primero y último tramos y en los de asiento de los enganches, fueron aproximadamente las que habíamos calculado, demostrando así el buen cuidado de la dosificación de la mezcla, evitando con ello un gasto inútil de cemento.

*Explosivos*

Las cantidades consumidas se especifican, por clases, en el cuadro número 3. Considerando solamente los gastados en la contrata (261,40 m.), tenemos por metro:

|                                   | Pts. Cts. |
|-----------------------------------|-----------|
| 15,600 kgs. dinamita... ..        | 102,35    |
| 42            detonadores... ..   | 18,04     |
| 89    m. hilo pegas 0,5 m/m... .. | 6,28      |
| Total explosivos, por metro... .. | 126,67    |

inferior a lo que se había calculado y con mucho a lo gastado en otros pozos, claro es que por la facilidad de arranque de la roca atravesada.

*Nota.*—Si solamente descontamos las 50.000 pesetas que figuran en el antepresupuesto para “Terrenos e Instalación provisional de la profundización”, del total gastado, separando también lo gastado en los anchurones y la factura de escalas abonada a “Santa Ana”, tendremos para costo de la profundización la cantidad de 530.811,98 pesetas, resultando el precio de coste del metro de pozo a 1.980,64 pesetas, bien aproximado al de 2.000 pesetas que fijaba don Antonio Lucio, con sólo aquellos gastos previos.

POZO «MOSQUITERA»

Cuadro núm. 1

| M E S E S            | INTERIOR   | EXTERIOR  | MANO DE OBRA | ALMACEN    | T O T A L  | TOTAL A LA FECHA |
|----------------------|------------|-----------|--------------|------------|------------|------------------|
| Agosto 1926....      | 334,37     | 140,85    | 475,22       | 200,00     | 675,22     | 675,22           |
| Septiembre »         | 3.065,41   | 4.199,98  | 7.265,39     | 12.247,52  | 19.512,91  | 20.188,13        |
| Octubre »            | 4.690,95   | 3.883,17  | 8.574,12     | 13.422,34  | 21.996,46  | 42.184,59        |
| Noviembre »          | 8.562,88   | 3.773,40  | 12.336,28    | 9.446,50   | 21.782,78  | 63.967,37        |
| Diciembre »          | 15.662,35  | 3.526,78  | 19.189,13    | 35.300,14  | 54.489,27  | 118.456,64       |
| Enero 1927....       | 13.777,35  | 2.725,28  | 16.502,63    | 12.595,71  | 29.098,34  | 147.554,98       |
| Febrero »            | 17.548,85  | 1.248,29  | 18.797,14    | 10.308,90  | 29.106,04  | 176.661,02       |
| Marzo »              | 20.504,71  | 2.212,62  | 22.717,33    | 12.421,08  | 35.138,41  | 211.799,43       |
| Abril »              | 22.040,16  | 2.398,56  | 24.438,72    | 24.402,51  | 48.841,23  | 260.640,66       |
| Mayo »               | 22.746,50  | 2.032,19  | 24.778,69    | 11.690,19  | 36.468,88  | 297.109,54       |
| Junio »              | 17.261,97  | 7.090,16  | 24.352,13    | 13.996,96  | 38.349,09  | 335.458,63       |
| Julio »              | 19.956,86  | 1.615,98  | 21.572,84    | 9.403,57   | 30.976,41  | 366.435,04       |
| Agosto »             | 18.880,60  | 1.998,79  | 20.879,39    | 12.401,51  | 33.280,90  | 399.715,94       |
| Septiembre »         | 21.431,52  | 2.529,95  | 23.961,47    | 13.897,83  | 37.859,30  | 437.575,24       |
| Octubre »            | 20.175,54  | 2.359,53  | 22.535,07    | 12.636,68  | 35.171,75  | 472.746,99       |
| Noviembre »          | 24.081,10  | 2.487,70  | 26.568,80    | 16.470,38  | 43.039,18  | 515.786,17       |
| Diciembre »          | 24.615,60  | 2.431,02  | 27.046,62    | 17.325,75  | 44.372,19  | 560.158,36       |
| Enero 1928....       | 11.322,10  | 2.292,19  | 13.614,29    | 7.872,61   | 21.486,90  | 581.645,26       |
| <i>Totales .....</i> | 286.658,82 | 48.946,44 | 335.605,26   | 246.040,00 | 581.645,26 |                  |

**Pozo «Mosquitera»**

**EXPLOSIVOS**

Cuadro núm. 3

(a)—Profundización

| MESES      | Dinamita 1.*<br>Kgs. | Dinamita 2.*<br>Kgs. | Detonadores<br>núm. 5 | Detonadores<br>eléctricos | Mecha<br>gutapercha<br>Rollos | Hilo<br>conductor<br>metros |
|------------|----------------------|----------------------|-----------------------|---------------------------|-------------------------------|-----------------------------|
| Sepbre.    | 20                   | 2                    | 125                   |                           | 16                            |                             |
| Novbre.    | 75                   |                      | 200                   | 50                        | 50                            |                             |
| Diciembre. | 225                  |                      |                       | 650                       |                               |                             |
| Enero 1927 | 200                  |                      |                       | 700                       |                               | 1.484                       |
| Febrero    | 55                   |                      |                       | 700                       |                               | 1.612                       |
| Marzo      | 100                  | 125                  |                       | 750                       |                               | 3.000                       |
| Abril      | 250                  | 100                  |                       | 1.000                     |                               | 2.042                       |
| Mayo       | 425                  | 25                   |                       | 400                       |                               | 700                         |
| Junio      | 350                  |                      |                       | 650                       |                               | 2.540                       |
| Julio      | 325                  |                      |                       | 350                       |                               | 700                         |
| Agosto     | 200                  |                      |                       | 775                       |                               | 1.500                       |
| Sepbre.    | 275                  | 150                  |                       | 1.250                     |                               | 2.400                       |
| Octubre    | 100                  | 275                  |                       | 1.075                     |                               | 2.300                       |
| Novbre.    | 200                  | 162,5                |                       | 900                       |                               | 2.000                       |
| Diciembre  |                      | 275                  |                       | 1.475                     |                               | 2.000                       |
| Enero 1928 |                      | 200                  |                       | 50                        |                               | 1.000                       |
| TOTALES.   | 2.800                | 1.314,5              | 325                   | 10,750                    | 66                            | 23.278                      |

(b)—Anchurones

|            |     |     |  |     |  |       |
|------------|-----|-----|--|-----|--|-------|
| Febr. 1927 | 100 |     |  |     |  |       |
| Agosto     | 50  |     |  | 200 |  | 500   |
| Enero      |     | 100 |  | 350 |  | 1.500 |
| TOTALES.   | 150 | 100 |  | 550 |  | 2.000 |



Pozo «Mosquitera»—ALMACEN

Cuadro núm. 2

| M E S E S            | Madera de mina | Madera de construcción | Carriles placas e | Ruedas ejes | Cables, cuerdas | Hierros y aceros | Herramientas cestos | Explosivos mechas | Grasas algodón | Cal y tejas | Máquinas y piezas | Efectos diversos | Energía eléctrica | TOTALES    |
|----------------------|----------------|------------------------|-------------------|-------------|-----------------|------------------|---------------------|-------------------|----------------|-------------|-------------------|------------------|-------------------|------------|
| Agosto y Spbre. 1926 | 200,00         | 2.888,04               | 3.588,00          |             |                 | 1 340,28         | 118,03              | 205,78            | 34,05          | 2.702,38    | 831,15            | 539,81           |                   | 12.447,52  |
| Octubre..... »       |                | 387,85                 |                   |             |                 | 3,36             | 38,36               |                   | 17,96          | 4.852,10    | 7.642,35          | 479,86           |                   | 13.422,34  |
| Noviembre .... »     |                | 2.241,58               | 815,00            |             | 243,00          | 442,10           | 138,45              | 700,55            | 52,39          | 3.360,97    | 554,53            | 595,53           | 302,40            | 9.446,50   |
| Diciembre..... »     |                | 806,56                 | 1,042,50          | 10.280,38   | 625,00          |                  | 38,50               | 1.837,65          | 78,22          | 2.308,17    | 15.901,54         | 1.924,42         | 457,20            | 35.300,14  |
| Enero..... 1927      |                | 454,85                 |                   |             |                 | 506,54           | 28,90               | 1.726,00          | 41,33          | 9.029,25    |                   | 808,84           |                   | 12.595,71  |
| Febrero..... »       |                | 721,22                 |                   |             |                 | 112,50           | 46,40               | 1.422,45          | 42,76          | 3.670,02    | 2.016,75          | 747,80           | 1.529,00          | 10.308,90  |
| Marzo..... »         |                | 65,33                  |                   |             | 396,85          | 145,50           | 58,70               | 1.772,75          | 42,38          | 6.008,74    | 2.232,10          | 835,23           | 863,50            | 12.421,08  |
| Abril..... »         |                | 88,45                  |                   |             |                 |                  | 29,50               | 2.816,50          | 49,85          | 4.730,37    | 15.332,77         | 475,07           | 880,00            | 24.402,51  |
| Mayo ..... »         |                | 82,37                  |                   |             |                 | 868,40           | 32,70               | 3.377,50          | 98,30          | 5.546,87    | 276,84            | 180,71           | 1.226,50          | 11.690,19  |
| Junio..... »         |                | 385,85                 |                   |             | 1.935,00        | 25,35            | 12,90               | 2.806,50          | 47,20          | 6.405,44    | 663,23            | 570,76           | 1.144,55          | 13.996,96  |
| Julio..... »         |                | 532,40                 |                   |             | 36,25           |                  | 67,55               | 2.494,00          | 67,95          | 4.637,41    | 185,56            | 172,45           | 1.210,00          | 9.403,57   |
| Agosto ..... »       |                | 303,30                 |                   |             |                 | 373,40           | 7,70                | 2.229,00          | 67,70          | 7.448,92    | 300,04            | 494,45           | 1.177,00          | 12.401,51  |
| Septiembre .... »    |                | 105,57                 |                   |             |                 |                  | 42,20               | 3.400,00          | 68,75          | 7.757,44    | 403,40            | 800,47           | 1.320,00          | 13.897,83  |
| Octubre..... »       |                | 144,10                 |                   |             |                 |                  | 60,60               | 2.788,00          | 82,97          | 7.869,60    | 172,55            | 418,86           | 1.100,00          | 12.636,68  |
| Noviembre .... »     |                | 72,85                  |                   |             |                 |                  | 26,50               | 2.778,50          | 83,15          | 8.502,10    | 3.133,15          | 719,13           | 1.155,00          | 16.470,38  |
| Diciembre..... »     |                | 37,80                  |                   |             |                 | 69,60            | 47,70               | 2.244,00          | 97,50          | 8.093,04    | 3.992,15          | 1.423,78         | 1.320,00          | 17.325,57  |
| Enero..... 1928      |                | 463,50                 |                   |             |                 | 56,00            | 45,50               | 1.777,40          | 43,35          | 3.621,60    | 151,40            | 316,86           | 1.397,00          | 7.872,61   |
| TOTALES.....         | 200,00         | 9.781,62               | 5.445,50          | 10,280,38   | 3.236,10        | 3.943,21         | 840,69              | 34.376,58         | 1.015,81       | 96.544,42   | 53.789,51         | 11.504,03        | 15.082,15         | 246.040,00 |

## OBSERVACIONES UTILES RECOGIDAS EN ESTA PROFUNDIZACION

1.ª La organización de los relevos es de gran importancia, debiendo hacerse con el personal estrictamente necesario al objeto de no estorbarse y de que en cualquier momento todos los obreros estén ocupados en la faena que se les haya fijado. La elección del personal no es difícil en esta cuenca minera en que tanto abundan los mineros hábiles, y que sin duda pueden competir con los más acostumbrados a estos trabajos de la zona andaluza, siendo suficiente que el jefe de relevo sea persona diestra para que en corto plazo se disponga de personal competente; la sustitución, por algunos días, de algunos obreros andaluces por otros del país, nos han demostrado tal afirmación.

2.ª Es indiscutible el mejor procedimiento de pega, para estos trabajos, el eléctrico por medio de la red de baja tensión.

3.ª El empleo de cables antigiratorios suprime el peligro y pérdida de tiempo que lleva consigo el uso de las cubas guiadas; la industria nacional puede competir con la extranjera en la fabricación de esta clase de cables.

4.ª Las cubas deben ser de fondo fijo para evitar el peligro de un vaciado brusco e inesperado que puede ocurrir con las de fondo móvill; es necesario, siempre que se ordene tirar con las cubas, cerciorarse bien de que en su fondo no hay pegada ninguna piedra que pudiera desprenderse durante el recorrido con grave riesgo para el personal que trabaja en el fondo. El empleo de la "retreta" andaluza para las señales es muy útil por su eficacia y deberá ser siempre una sola la persona que transmita las órdenes al embarcador para evitar confusiones que pudieran ser de funestas consecuencias.

5.ª Es muy ventajoso el empleo de martillos perforadores de gran peso para esta clase de trabajos.

6.ª Sin poder dar normas fijas respecto a la longitud de los tramos que pueden bajarse sin revestir, por depender de la naturaleza de la roca, inclinación de los bancos, dimensiones del pozo, etc., podemos afirmar que es preferible sacrificar el tiempo que se pierde al bajar tramos cortos a la exposición del trabajo y del personal en trabajos de longitudes excesivas.

7.ª Conviene mucho dejar en el revestimiento los cajetines que han de servir para el empotramiento de las vigas del guionaje, escalas, tuberías, etc., porque el abrir estos huecos en el hormigón fraguado es operación dificultosa y lenta.

## II) CARACTERISTICAS PRINCIPALES DEL POZO DE EXTRACCION

El pozo se halla emplazado en términos de Siero, aproximadamente a mitad de distancia entre Tuilla y la boca Sur del túnel de Carbayín, del F. C. de Langreo, a unos 200 metros del límite de concesiones de "Hulleras del Rosellón", de E. Quintana y Compañía, entrando al Norte en estas concesiones a esta distancia las capas de "Entrerregueras" y "Sotón" comprendidas entre "Estefanía" y "Roja", pero recorriendo grandes longitudes, dentro de las pertenencias de Duro-Felguera, las demás capas de todos los paquetes comprendidos entre "Sorriego" y "Entre calizas"; al Sur los recorridos son de varios kilómetros dentro de las concesiones de Duro-Felguera.

La formación hullera de esta zona Nordeste de la cuenca central de Langreo alcanza grandes profundidades, lo que, unido a sus muchos pliegues anticlinales y sinclinales, hace que sea este borde de la cuenca central una de las regiones más ricas del Carbonífero asturiano y precisamente el pozo "Mosquitera" enclavado en el lugar descrito ha de explotar con sus labores la mayor parte de esta zona.

Consideraciones topográficas principalmente decidieron el lugar de emplazamiento y hoy día, en que la explotación va adquiriendo indudable importancia, vemos el acierto de esta elección de lugar a 500 metros del pozo de "Hulleras del Rosellón" con cuya Sociedad ha llegado a un acuerdo la "Duro-Felguera" como consecuencia del cual aquél pozo ha de ser un auxiliar del que nos ocupa, en plazo muy breve; para ello se ha profundizado el pozo del "Rosellón" unos 30 metros que necesitaba para ponerse a nivel con la segunda planta del de "Mosquitera" y el próximo marzo estarán ambos comunicados. Ninguna solución más rápida y económica podría ocurrirse para complementar con un pozo auxiliar, e instalaciones anexas, la instalación del pozo "Mosquitera"; hoy día ya el empleo de más de 600 obreros en su interior con una producción diaria de unas 400 toneladas exige este complemento.

El diámetro libre del pozo es de 5,60 metros, modelo sin duda alguna de aprovechamiento, como puede verse por el croquis de su sección. La profundidad es de 260 metros hasta el piso de tercera planta, quedando ocho metros más por debajo, de caldera.

Existen dos pisos de extracción a 150 metros y 260 metros,

siendo la planta 40 la que limita el macizo de protección; la distancia vertical es, pues, de 110 metros entre plantas. La planta 40 será la del servicio de entrada de materiales, madera y rellenos, además de servir de salida del aire; su pendiente, de 4 por 1.000, es la necesaria para que las aguas no se detengan y el esfuerzo para entrar el material no sea excesivo.

La pendiente en los enganches de las plantas de extracción, 150 y 260, es del 12 al 14 por 1.000 hasta el enlace con las galerías de vuelta de vacío, con lo que los vagones cargados marchan solos hasta las jaulas; los vagones vacíos que salen de la jaula toman solos las galerías de vuelta de vacío con la pendiente del 15 por 1.000 que hemos dado a las vías, y la diferencia de altura entre el nivel de la parte más alta de la galería de vacío y la entrada en ésta son transportados los vagones por un elevador, especie de cadena rastrera, que abandonan al llegar a su parte superior marchando desde aquí solos, por la pendiente del 12 por 1.000, hasta el enlace con la galería principal; aquí cogen el material las caballerías, posteriormente las máquinas eléctricas, y los distribuyen a los distintos puntos de trabajo.

En los enganches hay una longitud de 50 metros con cuatro vías para depósito de material; un sistema de señales luminosas manejadas por el embarcador indica a los trenistas la vía por donde han de meter el material; el resto de los transversales principales será de doble vía en toda su longitud, no siendo en los cruces de paquetes de varias capas próximas en que será vía sencilla por ser una complicación la doble vía, al tener que entrecruzarse las del cargado y vacío.

Para la explotación de los 110 metros entre plantas dividimos esta altura por subpisos intermedios, haciéndose el servicio por medio de balanzas; evidentemente este procedimiento, tan usado en el extranjero, resulta de ventajosa aplicación en nuestro caso. Las grandes distancias desde el pozo hasta el corte de las capas y de los paquetes entre sí no necesitan ser atravesadas con los transversales que tendríamos que dar dividiendo la altura de los pisos por galerías con acceso al pozo; la extracción por dos plantas únicas resulta más fácil que haciéndola por un mayor número; los gastos de conservación de galerías en el porvenir serán desde luego menores, a medida que se vayan trasladando las balanzas, que si hubiera que conservar todas ellas en su longitud total.

La división de la altura entre las plantas en tres macizos por medio de dos niveles intermedios es, desde luego, muy ventajosa en cuanto a la producción de granos y ejecución de rellenos y dis-

tribución de la madera; pero al aplicarla al paquete de "Entrerreguera" de tercera planta vemos no haber compensación en esto con el mayor gasto de balanzas y galerías y por ello hemos decidido en lo sucesivo dividir los macizos en dos de 55 metros por un solo piso intermedio; así lo hemos hecho ya con el paquete de "Sotón" en tercera planta y con el de "Entrerreguera" de segunda planta.

Por ahora tenemos en servicio la balanza de "Entrerregueras" de tercera planta al primer nivel intermedio y la de este piso al segundo piso. La del paquete de "Sotón" de tercera planta está próxima a terminarse y la de segunda planta funcionará dentro de breve tiempo.

En el croquis correspondiente se ve la disposición y sección de estos pozos balanzas; en las primeras su sección no permite hacer el servicio de madera cargada en mesillas y en las dos últimas, así como en las que se construyan en el porvenir, su sección ya permite este servicio compensándose su mayor coste con el que supone el traslado de la madera de las mesillas a los vagones.

La fortificación de estos pozos balanzas es de madera de roble con piezas escuadradas de 0,20 por 0,20 m., ensambladas como indica el croquis y unidas por piezas de hierro fácilmente desmontables para poderlas trasladar sin inconveniente cuando convenga. El guionaje para las jaulas es de pino tea, colocándose una guía en cada uno de los laterales. En la balanza que se está terminando en tercera planta para el paquete del "Sotón" vamos a probar la fortificación de hierro formando los cuadros con carriles usados de 32 kilogramos, procedimiento que ya empleamos con gran resultado en algunas galerías de arrastre.

Las dos primeras balanzas construídas lo fueron con demasiado lujo especialmente en cuanto al acceso con un transversal y en cuanto al hueco destinado a la instalación de la máquina demasiado espacioso y revestido de hormigón. Ya en las siguientes suprimimos aquél transversal limitándonos a hacer en el transversal principal, donde van instaladas, un ensanche o apartadero y el espacio destinado a la máquina se ha reducido bastante además de ser la fortificación más elemental suprimiendo el hormigón sustituyéndolo con madera. Así vemos un coste de la primera balanza de más de 31.000 pesetas solamente en ejecución prescindiendo de la entibación, guionaje y máquina y poleas, que en total la hizo subir a unas 69.000 pesetas.

El detalle del costo es el siguiente:

|                                                                                             |           |                   |
|---------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|-------------------|
| Mano de obra... ..                                                                          | 19.922,73 |                   |
| Explosivos... ..                                                                            | 2.560,91  |                   |
| Madera de entibación... ..                                                                  | 5.348,59  |                   |
| Guionaje... ..                                                                              | 1.189,50  |                   |
| Hormigón, 96,50 m./3 a 31,50 pts.                                                           | 3.039,75  |                   |
| Jaulas... ..                                                                                | 1.283,60  |                   |
| Poleas, soportes y cojinetes... ..                                                          | 1.295,39  |                   |
| Varios... ..                                                                                | 1.000,00  |                   |
| Máquina de extracción y accesorios.                                                         | 21.000,00 |                   |
| Cable conductor energía eléctrica,<br>405 m. cable R. F. 3 por 16 m/m.<br>250 voltios... .. | 3.402,00  | 60.042,47 pesetas |

*Labores accesorias.*

|                                                                  |          |                   |
|------------------------------------------------------------------|----------|-------------------|
| Transversal en tercera planta para<br>depósito de material... .. | 6.600,00 |                   |
| Anchurones en primer piso inter-<br>medio p/íd... ..             | 2.240,60 | 8.840,60          |
| Total... ..                                                      |          | 68.883,07 pesetas |

El metro de Pozo, por mano de obra y explosivos, resulta a unas 412,50 pesetas.

En las nuevas balanzas, haciendo las modificaciones indicadas y empleando ya aparatos contruidos en los talleres de "Duro-Felguera", el coste no ha de pasar de 50.000 pesetas para esta altura.

Las características de servicios y detalles de las máquinas empleadas en las balanzas, son:

|                                          |      |      |
|------------------------------------------|------|------|
| Profundidad... ..                        | 70   | mts. |
| Carga útil de carbón por tirada... ..    | 1100 | Kgs. |
| Carga útil de escombros por tirada... .. | 1900 | Kgs. |

*Carga útil resultante de elevación*

|                                                                               |     |      |
|-------------------------------------------------------------------------------|-----|------|
| Elevación de escombros con descenso si-<br>multáneo de carbón... ..           | 800 | Kgs. |
| Carga útil para transporte de personal (6<br>personas, a 75 kilogramos)... .. | 450 | Kgs. |

|                                                                                      |      |      |
|--------------------------------------------------------------------------------------|------|------|
| Velocidad de extracción por segundo... ..                                            | 1    | Mt.  |
| Peso de una jaula vacía (incluidas las suspensiones)... ..                           | 1800 | Kgs. |
| Peso de una vagoneta vacía... ..                                                     | 550  | Kgs. |
| Número de vagonetas por jaula... ..                                                  | 1    |      |
| Número de pisos en la jaula... ..                                                    | 1    |      |
| Número de plataformas de maniobra en el pozo por piso... ..                          | 1    |      |
| Diámetro del cable... ..                                                             | 23   | m/m. |
| Peso por metro de id... ..                                                           | 1,85 | Kgs. |
| Diámetro de la polea Koepe... ..                                                     | 1200 | m/m. |
| Revoluciones por minuto del motor de extracción <i>protegido contra grisú</i> ... .. | 680  |      |

La extracción se hace a dos cables con cable inferior de equilibrio y pesos muertos ascendentes equilibrados.

El peso volante total aproximado de todas las partes rotatorias referido al cable (tambores contramarcha, acoplamiento y poleas guías, excluido el motor de accionamiento), es de 15.000 kilogramos, aproximadamente.

Para el accionamiento se dispone de corriente trifásica a 220 voltios 50 períodos.

Para el cálculo se ha adoptado un rendimiento total de 65 por 100, aproximadamente, partiendo de un rendimiento en el pozo de 85 por 100.

*En la parte mecánica* debemos considerar: El torno de extracción como balanza a dos cables con impulsión por polea Koepe de 1.200 m/m de diámetro de garganta y accionamiento a distancia.

La polea Koepe es accionada por una doble contramarcha de dientes rectos ampliamente dimensionada y de construcción esmerada con acoplamiento elástico para la unión del eje del motor de extracción con el piñón de la primera contramarcha.

La primera contramarcha (de marcha rápida) es con piñón de cuero sin curtir y rueda de hierro fundido, y la segunda (de marcha lenta) con piñón de acero y rueda de hierro fundido.

*Frenos.* Como frenos se han previsto además del frenaje eléctrico, un freno de maniobra de mandíbulas accionado por pedal y que actúa sobre una corona de frenaje en el acoplamiento elástico y un freno de seguridad automático de cinta obrando sobre una amplia polea de frenaje en la polea de Koepe.

Como el accionamiento de la balanza debe efectuarse a distancia desde la plataforma de mando en el pozo, ambos frenos

son dispuestos para ser accionados desde dicha plataforma mediante cables de acero tensados sobre rodillos guías.

El freno de maniobra entra en acción a voluntad del maquinista mediante su pedal de accionamiento y el de seguridad en los siguientes casos:

1.º Automáticamente, por mediación del electroimán de frenaje en los siguientes casos:

a) Cuando las jaulas pasan del punto de parada previsto mediante el interruptor de fin de carrera.

b) Cuando la velocidad del motor de extracción pasa del límite previsto mediante el interruptor de seguridad; y

c) Al cesar la corriente en la red.

2.º Automáticamente por mediación de un sistema de varillas en el indicador de profundidad cuando las jaulas pasan del límite de carrera previsto; y

3.º A voluntad del maquinista mediante una anilla especial de accionamiento prevista a tal efecto en la plataforma de mando en el pozo.

En todos los casos anteriores y mediante el interruptor de peligro directamente conectado por palancas al freno de seguridad es simultáneo el accionamiento en este último con la desconexión del motor de la red de alimentación.

*En la parte eléctrica* debemos considerar: El motor de extracción, que es un motor asíncrono trifásico en construcción abierta protegida contra el grisú, inducido de anillos rozantes capsulados para atmósfera de grisú, sin aparato levanta escobillas, con aislamiento especial, arrollamiento anormal, capaz para poder desarrollar durante corto tiempo un par 2,5 veces mayor que su momento de giro normal.

Potencia nominal con calentamiento normal: 15 kw (20,40 PS.)

Potencia en atmósfera de grisú con una disminución de 10°C del calentamiento admisible normal: 12 kw. (16,30 PS.)

Tensión de servicio: 220 voltios.

Frecuencia: 50 períodos.

Número de revoluciones por minuto con deslizamiento natural: 715 aproximadamente.

Número de revoluciones por minuto con deslizamiento adicional de 5 por 100: 680 aproximadamente.

Los aparatos de arranque, mando y seguridad: Un controler para la puesta en marcha e inversión del sentido de giro del motor en construcción protegida contra grisú, con accionamiento lateral de palanca, contactos sumergidos en aceite, dispositivo para elevar



y bajar el depósito de aceite, interruptor de estator para el mando del motor y dos interruptores auxiliares.

El controler y resistencia son dimensionados para servicio forzado de tornos de extracción y poder descender cargas por el pozo frenando eléctricamente, así como para efectuar la revisión del cable con velocidad aminorada y  $1/3$  aproximadamente, de giro normal.

Y el freno de seguridad que obra por un electroimán con frenaje para corriente trifásica a 220 voltios, 50 períodos, dimensionado para un esfuerzo permanente de 220 kgs. c/m., con carrera de 5 c/m.

Hay un interruptor que interrumpe al circuito del relais de mínima de la caja de distribución, desconectando automáticamente el motor de extracción de la red, siempre que entre en funciones el freno de seguridad y un interruptor tripolar en aceite como interruptor de fin de carrera protegido contra grisú.

Al pasar las jaulas del límite de parada previsto, el interruptor corta el circuito de alimentación del electroimán de frenaje, entrando automáticamente en acción el freno de seguridad y desconectándose simultáneamente de la red el motor de extracción.

Un interruptor centrífugo como interruptor de seguridad en aceite, el cual al sobrepasarse en un 15 por 100 el régimen normal de revoluciones del motor de extracción interrumpe el circuito del relais de mínima tensión de la caja de distribución, entrando automáticamente en funciones el freno de seguridad y desconectándose simultáneamente el motor de extracción de la red de alimentación en medio del interruptor de peligro.

### III) CASTILLETE Y MAQUINA DE EXTRACCION

El reducido espacio disponible en la plaza donde se ha hecho la instalación, nos obligó a hacer grandes desmontes para colocar la casa de máquinas alejándonos todo lo que fué posible del pozo, teniendo necesidad de hacer la extracción paralelamente a la máquina, contrariamente al sistema corriente de ser normal, lo que obliga a colocar las poleas del castillete sobre una vertical a distintas alturas y a emplear como consecuencia tambores de gran diámetro, ya que la profundidad de 260 metros es pequeña para el empleo de la polea Koepe.

Después de hacer los estudios comparativos entre los distintos proyectos presentados por las diversas casas constructoras consult-

tadas y de hacer un viaje en compañía del Jefe de Minas de la Sociedad, señor Moreno, se decidió por encargar la máquina de extracción a la casa "Siemens Schukert", la que se encargó de suministrar y montar no solo la parte eléctrica, sino también la mecánica por la tan renombrada casa.

La máquina de extracción se describe del siguiente modo:

1. *Máquina de extracción accionada por motor de corriente continua con convertidor Leonard y construída para las siguientes Características generales:*

Profundidad, 150 y 260 metros.

Velocidad de extracción, 8 metros por segundo.

Carga útil por tirada durante la extracción de mineral, 4.400 kilogramos.

Número de tiradas por hora durante la extracción a 260 metros de profundidad, 42.

Capacidad normal de extracción durante la extracción a 260 metros de profundidad, 180 toneladas hora.

Peso de una jaula de extracción vacía, 3.000 kilogramos.

Peso de una vagoneta vacía, 550 kilogramos.

Número de vagonetas por jaula, 4.

Número de pisos de la jaula, 1.

Número de plataformas de maniobra en el pozo por piso, 1.

Diámetro de los tambores, 4.500 m/m.

Anchura de cada tambor, 1.060 m/m.

Diámetro del cable de extracción, 37 m/m.

Peso por metro de cable de extracción, 4,78 kilogramos.

Revoluciones por minuto del motor de accionamiento, 350.

Revoluciones por minuto del eje de tambores, 34.

Relación de la contramarcha, 1 : 10,3.

La extracción es a dos cables, sin cable inferior de compensación.

La corriente disponible es trifásica, 5.000 voltios, 50 períodos.

*Motor de extracción.*

Potencia efectiva del motor, 475 kw.

Potencia efectiva para extracción a 260 metros, 450 kw.

Momento efectivo para extracción a 260 metros, 1,230 mkg.

Momento máximo para elevación con carga sobre los taquetes, 2,340 mkg.

Revoluciones por minuto, 350.

Tensión del inducido, 560 voltios.

Tensión de excitación, 220.

Rendimiento del inducido con carga efectiva normal, 92 por 100, aproximadamente.

### *Convertidor.*

#### a) *Dinamo de mando.*

Potencia efectiva, 516 kw.

Potencia efectiva, 490 kw.

Corriente efectiva, 780 amperios.

Corriente máxima para elevación con carga sobre los taquetes, 1.660 amperios.

Tensión del inducido, 560 voltios.

Tensión de excitación, 220 voltios.

Revoluciones por minuto, 985 aproximadamente.

#### b) *Motor de mando.*

Potencia del motor, 425 kw.

Potencia efectiva para extracción a 260 metros, 390 kw.

Pico de potencia para extracción a 260 metros, 675 kw.

Revoluciones por minuto, 985 aproximadamente.

Tensión de servicio, 5.000 voltios.

Frecuencia, 50

Rendimiento, 94 por 100 aproximadamente.

Factor de potencia, 0,9 aproximadamente.

#### A) *Parte mecánica. I.*

Una máquina de extracción de dos cables de la acreditada casa constructora "Schalker Eisenhutte" con el freno de maniobra y seguridad combinado y el motor de accionamiento y contramarcha situados a la izquierda del maquinista mirando al pozo, o sea simétricamente con relación a los tambores.

La máquina es con eje principal de una sola pieza apoyado en tres cojinetes y dos tambores cilíndricos de 4,500 m/m de diámetro y 1,060 m/m de anchura interior, cada uno suficiente para el arro-

llamamiento en una sola capa de 310 m. de cable de 37 m/m. de diámetro más tres espiras de sujeción con un juego de 2 m/m. entre las diversas espiras y dispuesta para accionamiento indirecto mediante una contramarcha por un motor de corriente continua con convertidor "Leonard". Los tambores son con cubo de hierro fundido y sistema de brazos de hierro dulce con una fuerte cubierta de chapa guarnecida de un revestimiento de madera dura y *provisto de ranuras en espiral* esmeradamente torneadas para el cable de extracción.

Uno de los tambores está fijamente enchavetado sobre el eje de los mismos, mientras que el otro se une a éste mediante el dispositivo especial de ruedas dentadas *que permite hacerlo loco sobre su eje y decalarlo con fina graduación* con relación al otro tambor al variar la longitud de los cables para el cambio de piso, no siendo necesario introducirse en los tambores para efectuar dicho decalaje. El momento volante (GL2) de los tambores es de unos 160.000 kgs.2 aproximadamente. El accionamiento de los tambores se verifica por mediación de una contramarcha simple con una relación de transmisión de 1 : 10,3 correspondiente a un número de revoluciones de los tambores de 34 minuto. La rueda de la contramarcha es de una pieza y de la mejor fundición de acero, Siemens Martín, y el piñón de acero dulce con dientes esmeradamente cortados en flecha. El piñón con su eje está forjado en una sola pieza. El eje del piñón se une al del motor por medio de un acoplamiento de brida. El ancho y espesor de los dientes se han calculado de modo que pueden resistir las mayores cargas. La relación de engranaje se ha elegido de manera que la rueda trabaje del mejor modo posible, y las dimensiones aproximadas del mecanismo son las siguientes:

$$\begin{aligned}Z &= 21/168 \\ \text{Tlg} &= 18 \text{ pi} \\ b &= 450 \text{ m/m.}\end{aligned}$$

El momento volante incluyendo el acoplamiento es de unos 90,000 kgs.2. El eje principal y el del piñón son de acero forjado S. M. de 60-65 kgs. de resistencia.

*Frenos.*—Sobre las coronas de frenaje de los tambores obra un seguro y perfeccionado freno de mandíbulas dispuesto para ser accionado como freno combinado de maniobra y seguridad a aire comprimido por el aparato especial de frenaje construido y patentado por Siemens Schukert Werke.

B) *Parte mecánica.* II.

Una instalación completa de aire comprimido para el accionamiento del aparato de frenaje compuesta de:

Un compresor con dispositivo para marcha en vacío dimensionado para una capacidad de unos 50 metros cúbicos hora de aire aspirado (sobrepresión de aire: 5-7 atms.), con cámara de presión y todas las tuberías y armaduras incluídas. Un aparato registrador de velocidad sistema "Karlik" completo con todos sus accesorios y con dispositivos para registrar las señales dadas en el pozo y sacar diagramas parciales de velocidad aumentados a voluntad.

*Un aparato completo de frenaje de cierre rápido y construcción especial patentado por "Siemens Schukert Werke" obrando como freno de maniobra y seguridad combinados, con pesas auxiliares de frenaje para caso de peligro, formando un solo cuerpo y montado sobre placa de fundación de hierro fundido.*

El accionamiento del freno de seguridad resulta automáticamente en los casos de peligro, tales como exceso de velocidad, cesación de corriente, etc., y a voluntad, también del maquinista mediante una segunda palanca a tal objeto prevista.

Un indicador de profundidad de construcción especial de Siemens Schukert Werke con discos curvos en el indicador de profundidad para la limitación de la aceleración y retardo corresponde en líneas generales a la siguiente especificación: Las piezas curvas para el arranque están suspendidas libremente y pueden girar alrededor del eje por rozamiento mediante la presión de la palanca con rodillos en conexión con la palanca de mando en forma de que al efectuarse el arranque y ser oprimida la palanca de rodillos mediante la de mando se desplacen uniformemente las piezas curvas de arranque que regulan la marcha y al retroceder ésta vuelven dichas piezas a su primitiva posición. El retardo al fin de la carrera se verifica mediante las piezas curvas fijas.

---

*El castillete* ha sido calculado, construído y montado por el personal de la Sociedad Metalúrgica Duro-Felguera, limitándose a acompañar unos sencillos dibujos del mismo, omitiendo, por razones fácilmente comprensibles, su cálculo.

La altura total del castillete desde el brocal del pozo hasta la cumbre del cobertizo es de 38,55 metros, siendo la altura al pie

de la polea superior de 31,800 m. y de 25,500 m. a la inferior, habiendo, por consiguiente, una diferencia de altura entre ambas poleas de 6,300 metros.

La distancia del eje de la tornapunta al eje del pozo es de 18,850 metros y del eje del tambor al eje del pozo hay 26,950 metros.

Su peso de 108,384 toneladas es mayor que el que realmente se necesitaba según se desprende de los cálculos efectuados, por haber reforzado la cabeza del castillete al objeto de conseguir una proporción estética con el resto.

Las poleas son de acero fundido construídas en los talleres de Duro-Felguera y terminadas en los de Trubia por no tener en aquellos tornos capaces de su diámetro de 4 metros. Su costo con relación a los presupuestos enviados por casas nacionales y extranjeras es muy digno de tomarse en consideración.

Los cables empleados hasta la fecha son de fabricación nacional, de 37 milímetros con torsión Lang de composición 6 por 16 por 1 con una resistencia a la rotura de 78,000 kilogramos. La longitud de 410 metros es la necesaria para tener en los tambores tres espiras de sujeción y poder cortar las puntas cada tres meses.

En las primeras jaulas empleadas la unión del cable a ellas se hacía con seis cadenas siguiendo el procedimiento corriente de los pozos de Asturias; pero en una nueva jaula construída y colocada la unión es sin cadenas en su centro y habiendo observado que al arrancar la jaula ésta se balanceaba demasiado y el cable, al moverse, llegaba hasta golpear con el hastial del pozo lo hemos remediado colocando dos cadenas auxiliares, una en cada lado, a lo largo de la jaula. El peso al suprimir las cadenas de suspensión y además al hacer más bajas las jaulas es de más de 500 kilogramos, muy digno de tomarse en consideración.

Las jaulas con dos vías, para colocar cuatro vagones en un solo piso, tienen una anchura de 1,79 metros y una longitud de 3,83 metros, siendo la altura de las primeras construídas de 2,64 metros y de solamente 2,10 metros las nuevas. Llevan un paracaídas reglamentario, así como unas compuertas formadas por hierros articulados que se bajan para cerrar la jaula durante el transporte de personal. La sujeción de los vagones en la jaula se hace por los bordes de éstas por medio de una especie de tope que en posición normal está bajado y que hay que levantar para hacer entrar y salir los vagones.

Lo mismo en la plaza de maniobras del exterior que en las de

plantas tenemos taquetes de deslizamiento accionados por una palanca central que pasa por entre los carriles del guionaje, ya que la reducida sección del pozo no permite el empleo de dos palancas laterales como de costumbre.

Al ascender las jaulas elevan las compuertas de cierre del pozo, teniendo además dispuestas las vías con descarriladeros y palancas, que hay que levantar para dejar pasar el material, al objeto de evitar accidentes tan lamentables como el ocurrido hace unos meses en que, por descuido del personal, cayó al pozo un tren de 12 vagones, causando los desperfectos que es lógico suponer.

El guionaje es sistema Briart, con carril de 32,5 kilogramos, con viguetas de 240 milímetros cada 4 metros.

#### IV) INSTALACION DE SEÑALES

##### *Descripción*

La instalación de señales del Pozo "Mosquitera", es una instalación combinada de señales acústicas y luminosas con indicador contador del número de toques, completada además con una instalación telefónica.

Los aparatos empleados son de construcción muy robusta, herméticos y seguros, no sólo contra la humedad, sino también contra elevaciones de temperatura o chispas. Los contactos de señales van encerrados en cajas con aceite. Los teléfonos empleados son especiales para minas. Los cables son de varios conductores con aislamiento de goma, vaina de plomo y armadura de alambre.

Los elementos que componen la instalación que nos ocupa van distribuidos en la forma siguiente:

*Sala de máquinas.*—Lleva una columna de hierro fundido que sostiene a la vista del maquinista un cuadro indicador luminoso con las indicaciones de "Servicio", "Piso I", "Piso II", "Piso III", "Personal". La primera indica que la instalación está preparada para el servicio. Las tres siguientes se encienden cuando del respectivo piso se empieza a transmitir una orden. La luz "Personal" la enciende el encargado de la plaza de enganche cuando se trata de transporte de personal, y queda encendida todo el tiempo que dura éste, recordando así al maquinista la obligación de marchar moderadamente.

Encima del cuadro de señales luminosas va colocado el indi-

gador de control con escala metálica de 16 divisiones, avanzando su aguja una división a cada señal transmitida por el encargado de la plaza de enganche y retrocediendo bruscamente a cero al comenzar uno de los pisos a transmitir una nueva orden a dicha plaza. Al ocurrir esto se enciende una lámpara roja situada encima del indicador para advertir al maquinista que mientras, no debe hacer ninguna maniobra. En la misma columna van montados el timbre de señales, el de aviso de viaje con personal y la sirena de aviso de peligro.

Unido al freno de la máquina de extracción va un contacto conmutador en aceite que apaga las luces indicadoras de pisos una vez comenzada la maniobra.

En la proximidad del puesto del maquinista se halla instalado sobre una columna un teléfono alta voz que permite al maquinista ponerse al habla con la plaza de enganche sin abandonar las palancas de mando. Un teléfono de mina fijado en la pared, sirve de supletorio al de alta voz y a su vez para comunicar con los pisos.

*Plaza de enganche.*—Lleva un cuadro indicador de luces tipo mural, con cuatro luces correspondientes a los tres pisos y al transporte de personal, un interruptor para avisar al maquinista el viaje con personal, y encima el indicador de control análogo al de la sala de máquinas, con la diferencia que el retroceso a cero de la aguja no es brusco, sino de división en división. Este indicador lleva un relai de bloqueo para evitar la retransmisión falsa de una orden, interrumpiendo la corriente del pulsador de señales una vez llegado a cero el indicador. Un pulsador con contacto Morse permite anular una orden recibida que no debe transmitirse al maquinista y poder entonces hacer la señal conveniente.

Agrupados con los aparatos anteriores en un bastidor de hierro van un timbre de señales, un timbre de repuesta o control, una sirena de aviso de peligro con interruptor especial, un contacto para hacer señales a los pisos, un teléfono alta voz en comunicación directa con la sala de máquina, un teléfono de mina con centralilla para hablar con los pisos, con el maquinista o éstos mismos entre sí. En la boca del pozo va un transmisor de señales.

*Pisos.*—En cada piso se han instalado un transmisor de señales, un timbre, un contacto de aviso de peligro y un teléfono. Todos estos aparatos van agrupados en una cabina preparada al efecto. Únicamente va separado el transmisor de señales colocado en la boca del pozo al igual que en la plaza de enganche.



### *Funcionamiento*

En cuanto un piso cualquiera comienza a transmitir una orden por medio del transmisor de señales, tan pronto como se envía la primera señal, se enciende la luz correspondiente al piso en el cuadro de la plaza de enganche y en el de la sala de máquinas y en este último lugar también la lámpara roja de aviso situada encima del indicador de control. Al mismo tiempo retrocede ésta bruscamente a cero y a su vez el de la plaza de enganche avanza una división, suena un golpe en el timbre de señales de la plaza de enganche y en los de todos los pisos. A cada nuevo contacto suena un nuevo golpe en cada timbre de pisos y en el de la plaza de enganche y avanza una división el indicador de dicha plaza. Las lámparas antes mencionadas permanecen encendidas.

Cuando el encargado de la plaza de enganche, una vez recibida la orden juzga que la misma puede y debe ejecutarse, acciona sobre el contacto de respuesta tantas veces como señales ha recibido; cada contacto hecho suena un golpe de timbre en su timbre de control, en cada timbre de pisos y en el de la sala de máquinas; el indicador de la plaza de enganche retrocede una división y el de la sala de máquinas avanza a su vez otra división. Tan pronto el encargado de la plaza ha terminado de transmitir la orden, es decir, al llegar a cero la aguja de su indicador, queda bloqueado su contacto de respuesta y se apaga la luz roja de la sala de máquinas, indicando con ello al maquinista que se ha terminado de transmitir la orden y que por tanto puede ejecutarla.

En cuanto el maquinista afloje el freno de la máquina para ponerla en movimiento, se acciona el contacto unido al mismo y se apagan las luces indicadoras de pisos en los dos cuadros luminosos, pero le queda siempre señalado en el indicador el número correspondiente a la orden que está ejecutando.

Cuando se trata de transportar personal, el encargado de la plaza de enganche enciende la lámpara indicadora "Personal" en la sala de máquinas y hace sonar un timbre vibratorio de sonido continuo. El maquinista, mediante un pulsador, responde al encargado de la plaza con el encendido de la luz correspondiente. Ambas quedan encendidas y es el encargado de la plaza quien las apaga una vez terminado el transporte del personal.

Las llamadas telefónicas entre pisos y plaza de enganche se oyen en todos los pisos simultáneamente y para comunicarse se ha establecido un cuadro de señales para cada piso.

## V) INSTALACION DE AIRE COMPRIMIDO

Desde el primer momento hemos empleado este medio de energía en la perforación y arranque tanto por razones de economía como por el interés de una rápida preparación y por tratarse de mina bastante grisutosa.

Para el arranque disponemos en la actualidad de:

|     |                     |              |                        |
|-----|---------------------|--------------|------------------------|
| 173 | Martillos picadores | "Flottmann", | tipo CA 7              |
| 1   | —                   | —            | CA 10                  |
| 9   | —                   | —            | "La Croix".            |
| 3   | —                   | —            | "Korffmann", tipo AG 4 |
| 3   | —                   | —            | Friko III              |
| 6   | —                   | —            |                        |

Además tenemos en servicio una máquina perforadora de la Casa "Korffmann" para subir coladeros, que funciona con excelente resultado, y hemos adquirido una sierra de nueva creación "Flottmann", con la que nos proponemos hacer serias pruebas que afiancen los resultados de los primeros ensayos, bastante optimistas.

Para la preparación tenemos en servicio:

|    |                        |                  |                                     |
|----|------------------------|------------------|-------------------------------------|
| 18 | Martillos perforadores | "Ingersol Rand", | tipo B. B. R. 13                    |
| 9  | —                      | —                | B. C. R. 430.                       |
| 2  | —                      | —                | "Chicago" — C. P.-2-20              |
| 3  | —                      | —                | "Flottmann" AC. 11. AC. 16 y AN. 55 |
| 1  | —                      | —                | "F. A. M."                          |

Tratándose de material nuevo es natural que, por ahora, las reparaciones sean escasas y así el número de martillos picadores que hay en el taller no suele pasar de diez, en realidad en limpieza más que en reparación, y una cosa parecida sucede con los martillos perforadores. La organización para el engrase, revisión y reparación de martillos, por no ser quizás la definitiva omito el describirla, teniendo, desde luego, el personal necesario y capacitado para atenderlo.

Además de los aparatos de aire comprimido enumerados, disponemos de un suficiente número de ventiladores, así como de dos cabrestantes, uno "Ingersoll Rand", tipo C. U., y otro "Sullivan, HD-7", de mucha aplicación y excelente resultado.

Ya se comprende que en vista del crecido número de martillos

en uso, cada vez mayor, uno de los problemas a estudiar de verdadero interés, es la confección de picos, habiéndose puesto a nuestra disposición la Casa "Ingersol Rand" para resolverlo de acuerdo con nuestras necesidades y material que podemos disponer; estando en vías de ejecución los ensayos conducentes al caso, no quiero adelantar sus resultados. Para hacer los picos disponemos de una máquina aguzadora, "Leyner", de aire comprimido.

Para el accionamiento de las máquinas de aire comprimido descritas y en previsión de un rápido aumento, disponemos, por el momento, de dos compresores duplex horizontales de doble efecto y doble compresión acoplados directamente a un motor síncrono. Ambos son de la Casa "Chicago Pneumatic", tipo O., de cilindros paralelos, y los motores de la "General Eléctric".

No entro a describir los detalles de fabricación, limitándome a dar sus principales características:

|                                  | Núm. 1                      | Núm. 2.                     |
|----------------------------------|-----------------------------|-----------------------------|
| Desplazamiento=                  | 66,600 lt. por m.           | 46,400 lt. por m.           |
| Diámetro cilindro baja=          | 660 m/m.                    | 548 m/m.                    |
| id. id. alta=                    | 380 "                       | 330 "                       |
| Carrera de los cilindros=        | 457 "                       | 406 "                       |
| Velocidad=                       | 214 rev. por m.             | 214 rev. por m.             |
| Presión de trabajo=              | 7 kgs. por s/m <sup>2</sup> | 7 kgs. por c/m <sup>2</sup> |
| Potencia absorbida a 7 kgs.=     | 386 HP.                     | 269 H <sup>2</sup> .        |
| Largo=                           | 5 m.                        | 4,16 m.                     |
| Ancho=                           | 4 m.                        | 3,55 m.                     |
| Superficie de enfriamiento=      | 37,16 m <sup>2</sup>        | 27,26 m <sup>2</sup>        |
| Diámetro tubería aspiración=     | 305 m/m.                    | 254 m/m.                    |
| " " impulsación=                 | 305 "                       | 254 "                       |
| " " circ/agua=                   | 190 "                       | 100 "                       |
| Rendimiento volumétrico a 7 kgs. | 88 %                        | 86,5 %                      |
| " " mecanico=                    | 93 %                        | 90 %                        |

Los motores respectivos tienen las siguientes características:

|                    |                  |                  |
|--------------------|------------------|------------------|
| Potencia           | 400 HP.          | 300 HP.          |
| Tensión            | 5.000 voltios    | 5.000 voltios.   |
| Frecuencia         | 50 períodos      | 50 períodos.     |
| Factor de potencia | 1                | 1                |
| Velocidad          | 214 R. p. m.     | 214 R. p. m.     |
| Conexión           | Directa a la red | Directa a la red |

Disponemos, pues, de unos 100.000 litros por minuto.

Para la buena organización, distribución y marcha de toda la instalación del aire comprimido nos hemos provisto de un equipo, sistema "Askania", del tipo divisor de corriente que comprende un filtro que se coloca en la tubería de impulsión, un contador para la medición del consumo, un indicador de las cargas momentáneas y un registrador continuo de las cargas cuyos datos indudablemente darán en cada momento un control de la marcha del trabajo.

El reparto del aire comprimido desde los depósitos situados en el exterior, se hace por la segunda y tercera planta, a donde baja por dos tuberías de 5 pulgadas y se divide por otras de distintos diámetros, según se observa en el esquema correspondiente, varios depósitos reguladores en el interior, y purgadores de agua, completan la red de distribución.

## VI) VENTILACION

Por el momento el ventilador instalado, tipo "Serr", construido en los talleres de la Sociedad, suministra una cantidad de aire de unos 35 metros cúbicos, marcando una depresión en el oído de 35 milímetros, que variará, naturalmente, al variar los distintos circuitos con nuevas comunicaciones entre las plantas. El pozo principal, de entrada de aire, hace llegar éste hasta la tercera planta, subiendo por las distintas explotaciones y chimeneas a salir por el pozo que comunica la primera planta con el ventilador; cuando comuniquemos con el pozo auxiliar del Rosellón tendremos además una de entrada más de aire un ventilador que podrá ayudar al existente.

Omito los cálculos que han servido de base para el proyecto de ventilación, familiares a todos los Ingenieros de explotación de Asturias, y tampoco creo necesario el exponer los que sirvieron de base para la construcción del ventilador instalado.

## VII) DESAGÜE

Por ahora puede decirse que apenas si existe en algunas galerías el agua necesaria para mantenerlas en un estado de humedad que evite las acumulaciones de polvo, pues, por el contrario, tenemos necesidad de regar aquellas labores en que la sequedad del ambiente hace peligrosas estas acumulaciones.

Sin embargo, hay que contar en el porvenir que las agua superficiales y las que provengan de minados antiguos han de afluir en gran cantidad como lo hacen prever las frecuentes inundaciones invernales en los pozos del "Rosellón", "Saús" y "Pumarabule".

Tenemos instalado un grupo motor-bomba de 90 metros cúbicos hora. El motor, "Brown-Boveri", de 175 HP., está directamente acoplado a la bomba "Herrero-Zubillaga", de fabricación nacional, de siete turbinas.

El defecto corriente en casi todas las instalaciones de pozos de Asturias de tener una caldera inútil porque generalmente está llena de lodo muy difícil de limpiar, no es de temer en el pozo "Mosquitera" porque está en comunicación directa, con el intermedio de la galería debajo de la sala de bombas, con la galería general de arrastre por medio de una galería inclinada por la que se puede limpiar perfectamente y durante el servicio sin interrumpirlo, bajando los vagones hasta el mismo fondo. Acompaño plano de la disposición.

Además de la bomba descripta tenemos ya, en disposición de usarse en caso de apuro, cuatro cajas de agua, dos para cada jaula, de descarga automática y estamos reforzando el desgüe del pozo "Rosellón", ya capaz con las bombas y cajas de extracción de sacar 400 metros cúbicos por hora, que haremos llegar a 500.

Lo mismo la sala de bombas que la tubería de impulsión están previstas para desagües de la importancia que hay que suponer; la tubería de acero estirado, "Mannesman", la forman tres tramos para presiones de 30, 20 y 10 atmósferas de acuerdo con la longitud del pozo.

Para el riego de las labores con polvo de carbón hemos ideado un sistema que aplicamos con excelente resultado y que consiste en unir por un tubo, la tubería de desagüe a la red de aire comprimido por donde hacemos llegar el agua a los distintos frentes, naturalmente, hasta la presión de trabajo corriente para evitar revienten los tubos y mangas, lo que se consigue llenando la tubería hasta la altura necesaria.

#### VIII) LAMPISTERIA Y SERVICIOS DE EXTERIOR

La lampistería ocupa una sala de 10 por 14 metros, ampliable con otra del piso superior de la misma superficie. Contigua a la sala de aseo del personal se comunican por cuatro taquillas para la entrega de las lámparas; los obreros, una vez cambiada la ropa, recogen su lámpara saliendo de la casa al pozo y al salir de éste hacen la operación inversa sin necesidad de hacer recorridos inútiles.

La lampistería es eléctrica, proyectada y construída por la Casa "Adaro", S. A., de Gijón. Se compone de 960 lámparas eléctricas de acumuladores de una potencia lumínica de 1,5 bujías y 10 amperes de capacidad, pudiendo durar encendidas de 14 a 16 horas.

En ella están instalados el Grupo-Convertidor para la carga con los aparatos correspondientes para hacerla, electrimán para abrir las lámparas que son de cierre magnético, aparatos de limpieza, colgadores, carros de transporte, mesas, armarios y fichero.

Los cuartos de aseo del personal ocupan dos pisos en dos salas de 25 por 14 metros en las que hay instalados los cuartos de duchas y lavabos en baterías de 72 por lo que llegará a haber 576 lavabos, equipándose, a la medida que las necesidades lo requieran, con los percheros y bancos precisos.

Sobre el piso superior de las salas de aseo están instaladas las oficinas generales del Grupo, con la debida independencia de servicios.

### IX) TRANSPORTES DE EXTERIOR

Los vagones cargados del Pozo van directamente al Lavadero por vías convenientemente dispuestas y por su propio peso solos hasta los basculadores.

El vacío que sale del lavadero, así como las mesillas de madera y demás materiales necesarios a la explotación, son transportados por un cable flotante, el que sirve también para conducir los volquetes cargados al codillo inferior del plano de la escombrera.

La longitud del cable entre la estación de movimiento y este último punto es de 312 metros. Colocando los vagones a 26 metros tendremos en una rama del cable  $312 : 26 = 12$  vagones. Con una velocidad de 0,50 metros por segundo resultan por hora

$\frac{1.800}{312} \times 12 = 72$  vagones, enganchados de uno en uno cada 26 metros, pero como se enganchan los vagones cargados de tierra en grupos de dos y los vacíos para el pozo en grupos de seis, o sea un promedio de cuatro, resulta una capacidad en 8 horas de 2,304 vagones.

La instalación del cable se compone de la estación del movimiento con motor eléctrico de 40 HP., que acciona por intermedio del reductor correspondiente el engrane de la polea motora, 18 postes metálicos dispuestos en cruz y distanciados de 15 a 18 metros, los que sostienen las poleas y cangrejos de sostén del cable con los engrasadores correspondientes y dispuestos para que su recambio sea fácil. La estación de retorno de armadura metálica, polea y soporte para el paso del cable, tiene la longitud

necesaria para que el contrapeso de tensión pueda hacer el recorrido que hace falta para compensar el tiro del cable.

El cable queda sobre el carril a la altura de 1,820 metros, enganchándose los vagones por medio de enganches de cuña que se ponen y quitan con gran facilidad.

#### X) SUB-ESTACION ELECTRICA

En la misma casa de máquinas está instalada la sub-estación eléctrica destinada a la transformación y distribución de la energía necesaria, no solamente a los servicios del pozo, y demás minas que constituyen el Grupo "Siero", sino la de otras Sociedades mineras, como son "Minas de Langreo y Siero" y "Hulleras del Rosellón".

Consta de tres pisos: el primero comprende los transformadores estáticos, los cuadros de baja y alta tensión correspondientes a todos los servicios, así como los demás servicios afectos a todo el grupo minero, tales como desagüe, ventilación, clasificación, grúa, talleres, lavadero, etc.; en el segundo están instalados los cuadros de alta de los transformadores y de las líneas, y en el tercer piso las entradas y salidas de líneas de alta tensión con sus protecciones contra descargas atmosféricas.

La energía procede de la Cooperativa Eléctrica de Langreo, cuya transporte se efectúa en corriente alterna trifásica a 24.000 voltios de tensión y 50 períodos y en dos líneas cerradas en bucle. Se verifica en la sub-estación una primera transformación de 24.000 a 5.000 voltios para los servicios principales y líneas existentes, trabajando en la actualidad con 5.000 voltios, y una segunda transformación de 5.000 a 250 voltios para otros servicios que requieren potencias más pequeña.

Todas las líneas, tanto de 24.000 como de 5.000 voltios van provistas inmediatamente a su entrada en el edificio con protecciones contra descargas atmosféricas, de gran sensibilidad, en estrella triángulo, compuestas de resistencias tripolares en baño de aceite, llevando montadas sobre la tapa cinco antenas dispuestas para descargas entre fases y entre éstas y tierra, con una resistencia por fase de 2.500 chms., respectivamente, 300 chms. Encuéntrase éstas protecciones juntamente con sus correspondientes desconectores, para poder revisarlas, en el piso superior de la sub-estación.

Las entradas de las líneas en el edificio se verifican mediante

pasamuros de intemperie a continuación de los cuales se han instalado los desconectores de entrada para pasar la línea al piso intermedio donde se hallan los transformadores de medida de intensidad y de tensión, así como los interruptores tripolares automáticos, en baño de aceite, adecuados para tensiones hasta 30.000 voltios e intensidades de 200 amps., pudiendo desconectar corrientes de corto-circuito hasta 1.000 amps. Llevan estos interruptores dos relays regulables de intensidad y tiempo con desenganche directo, su accionamiento es a mano por medio de volantes situados en el frente del cuadro. Unos desconectores colocados igualmente en este frente completan la conexión del circuito de alta de las líneas de entrada con las barras colectoras.

De las barras de 24.000 voltios se derivan dos circuitos que a través de sus correspondientes desconectores, interruptores y transformadores de medida de intensidad y pasamuros alimentan los dos transformadores generales que reducen la tensión a 5.000 voltios. Estos transformadores son de corriente alterna trifásica en baño de aceite con conservador de éste y refrigeración natural. Llevan ruedas de transporte y van provistos con un interruptor interior accionable exteriormente que permite variar la relación de transformación en un  $\pm 5\%$ . Las características de cada uno de estos transformadores son las siguientes:

Potencia: 2.000 kva.

Tensión primaria: 24.000 voltios.

Tensión secundaria: 5.000 voltios  $\pm 5\%$  a plena carga y con  $\cos = 0,8$ .

Frecuencia: 50 períodos por segundo.

Conexión: estrella / estrella.

Tensión de corto-circuito: 6,4 por 100.

Consumo de energía en vacío: 6.900 vatios.

Caída de tensión en plena carga y con  $\cos = 1$  : 1,33 por 100.

Rendimiento a plena carga y con  $\cos = 1$  : 96, 53 por 100.

El circuito secundario de estos transformadores comprende un transformador de medida de corriente, un interruptor tripolar automático y un juego de desconectores terminando en las barras colectoras de 5.000 voltios situadas en el piso inferior. Los interruptores son en baño de aceite capaces para una tensión de servicio de 10.000 voltios y una intensidad de corriente de 350 amperes, pudiendo desconectar un corto-circuito de 2.000 amps.; llevan dos relays de máxima con regulación de tiempo y se accionan como los ya descritos por medio de volantes de mano.



En estas barras de 5.000 voltios se han previsto cinco derivaciones destinadas a los servicios del pozo, a la conmutatriz con su correspondiente transformador, a los motores síncronos de los compresores y al grupo convertidor Leonard. Todas ellas comprenden los separadores, interruptores en aceite, automáticos, análogos a los anteriormente descritos, pero además con bobinas de tensión nula; los transformadores, de medida corriente. La unión a los motores se efectúa con cables de tres conductores con aislamiento de papel impregnado en el vacío con materias resinosas aislantes y tubo de plomo sin costura, probados a 10.000 voltios.

Otra derivación hecha en estas barras de 5.000 con separadores colocados en la parte posterior del cuadro, establece la comunicación con otras barras situadas en el piso intermedio a continuación de las de 25.000 voltios, convenientemente separadas de éstas, y en las que existen otras cinco derivaciones: tres para otras tantas líneas y dos para los transformadores reductores de 5.000 a 250 voltios. Los circuitos de estas líneas están constituidos por los mismos elementos, e igualmente dispuestos, que la líneas de entrada que ya se han descrito y adecuados para la tensión de que se trata y para las intensidades previstas. Las conexiones de barras a los transformadores reductor de 5.000 a 250 voltios también se efectúan de modo análogo a las de los transformadores generales.

La transformación a 250 voltios se verifica en dos transformadores acoplados en paralelo de tipo y construcción semejante a los descritos de 24.000 voltios, con las características siguientes:

Potencia: 300 kva.

Tensión primaria: 5.000 voltios  $\pm 5\%$

Tensión secundaria: 250/145 voltios a plena carga y con  $\cos \varphi = 0,8$ .

Frecuencia: 50 períodos/segundo.

Conexión: estrella/doble estrella.

Tensión de corto-circuito: 4 por 100.

Consumo de energía en vacío: 1.550 watios.

Caída de tensión a plena carga y con  $\cos \varphi = 1$ : 1,71 por 100.

Rendimiento a plena carga y con  $\cos \varphi 1$ : 97,83 por 100.

De los secundarios de estos transformadores parten unas barras que conducen a un cuadro de baja dispuesto sobre una armadura metálica detrás del cuadro general del primer piso que contiene los interruptores automáticos correspondientes a los dos

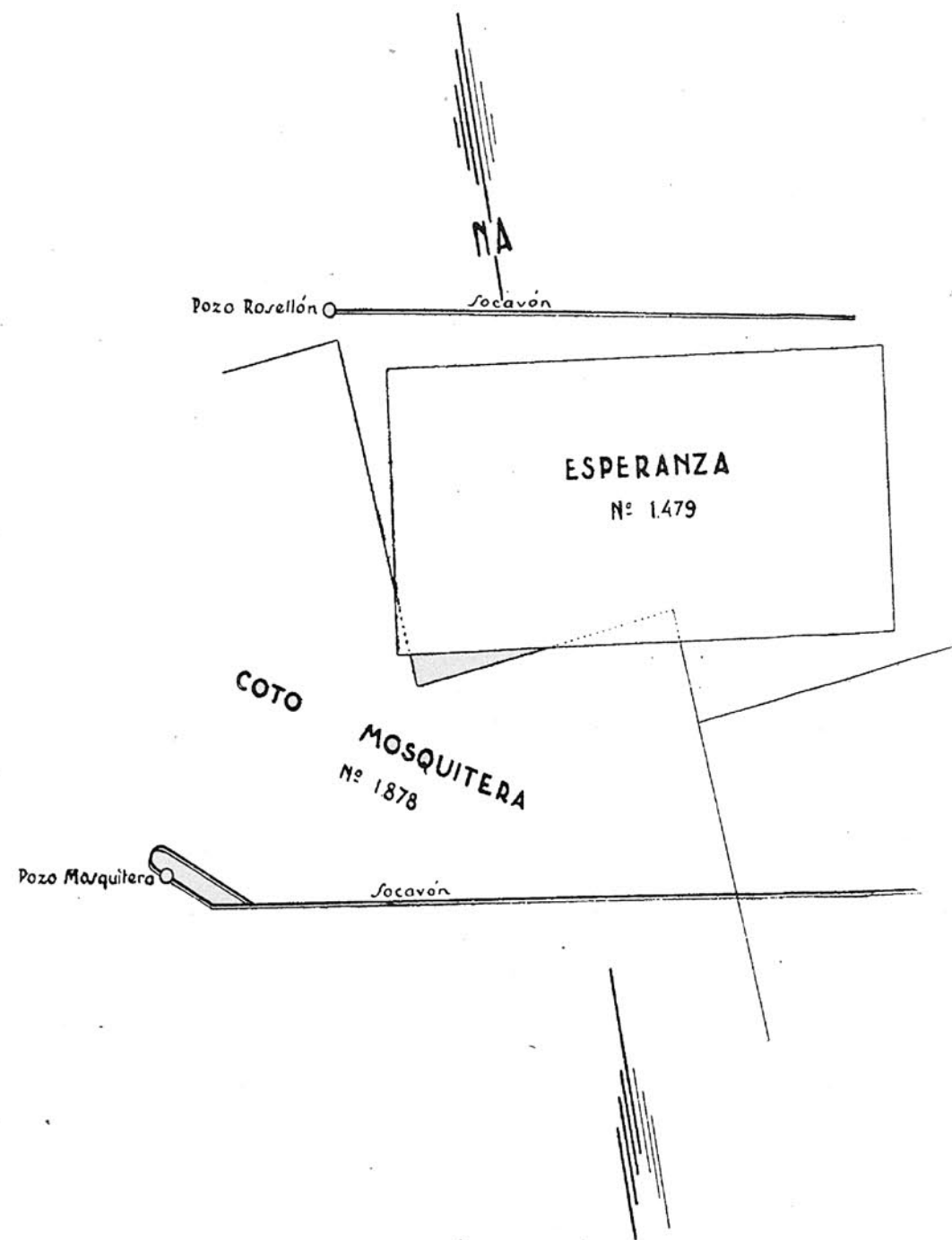
transformadores, así como a cuatro líneas de baja las barras de distribución; los transformadores de medida, diversos circuitos auxiliares y otros de alumbrado con fusibles. El accionamiento de todos éstos interruptores se efectúa mediante transmisiones de palanca desde el frente del cuadro compuesto de cuatro paneles de mármol situados a continuación del cuadro de alta. En estos paneles van montados los instrumentos pertenecientes a estos circuitos de baja tensión. También llevan montados los de baja y de corriente continua de la conmutatriz y del motor síncrono del compresor.

Diversos instrumentos de medida: amperímetros, voltímetros, vatímetros y contadores cuya distribución se desprende del esquema general que acompaña a esta Memoria sirven para el control adecuado de la marcha de la instalación. Completan éste, lámparas indicadoras de cierre y apertura de interruptores, termómetros con contactos para señales acústicas montadas en los transformadores.

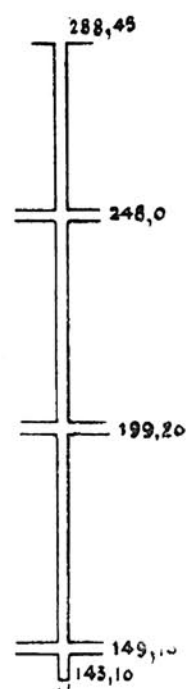
Para terminar, diremos que todos los elementos de alta tensión van encerrados en celdas de hormigón y todas las piezas de fijación de aisladores y pasamuros, las cajas de los transformadores e interruptores y accionamientos de éstos, así como los circuitos secundarios de los transformadores de medida, van convenientemente puestos a tierra.

---

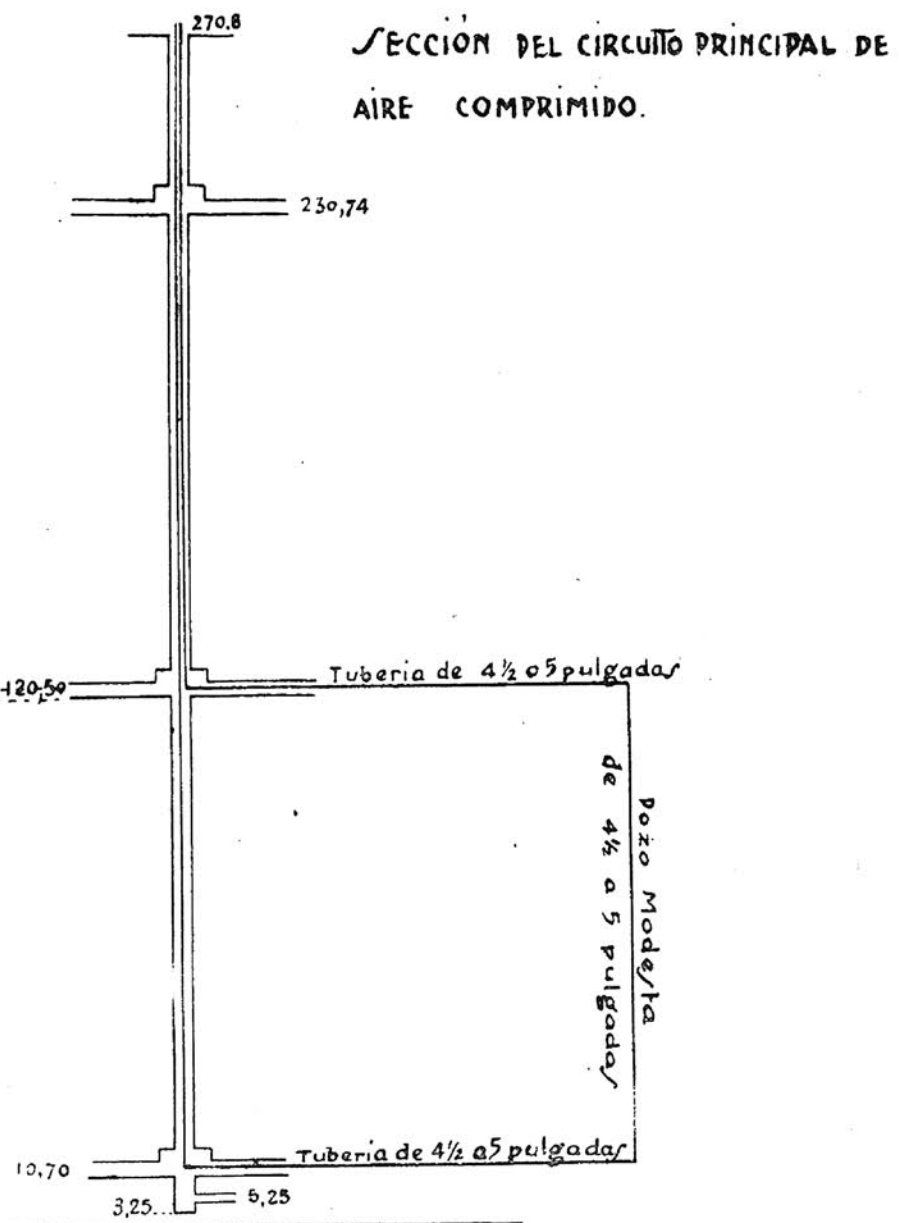




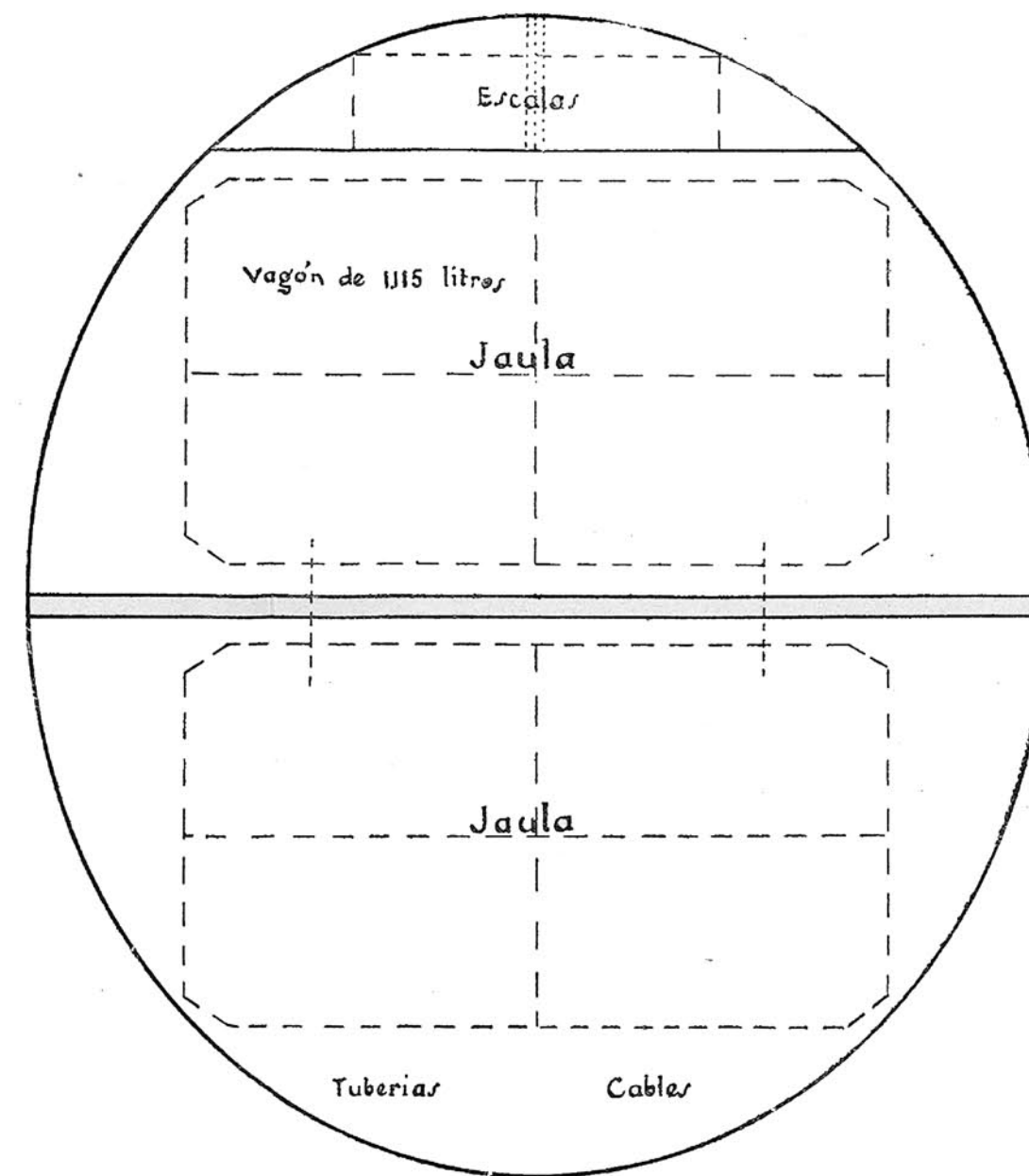
Pozo Rosellón



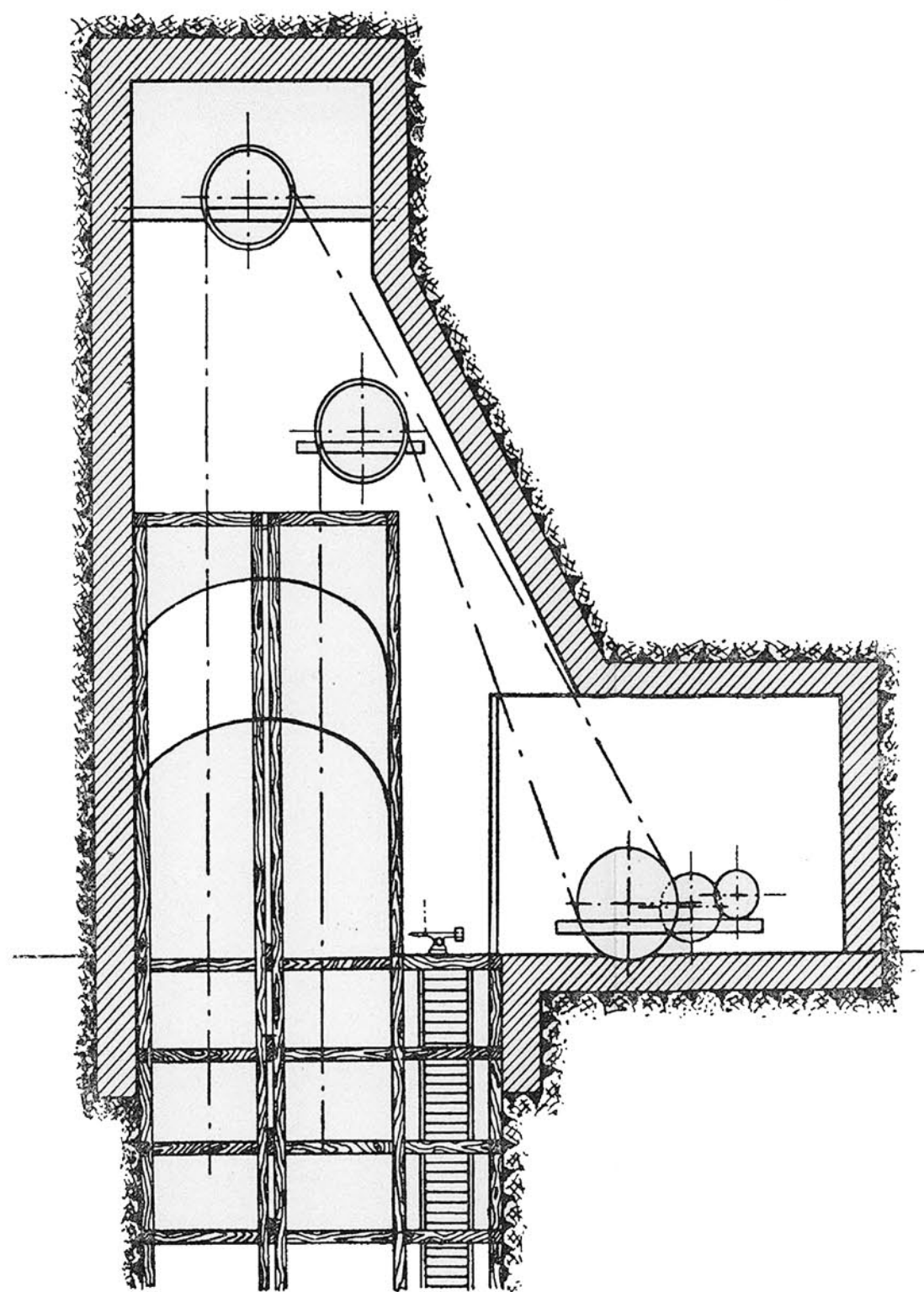
Pozo Mosquera



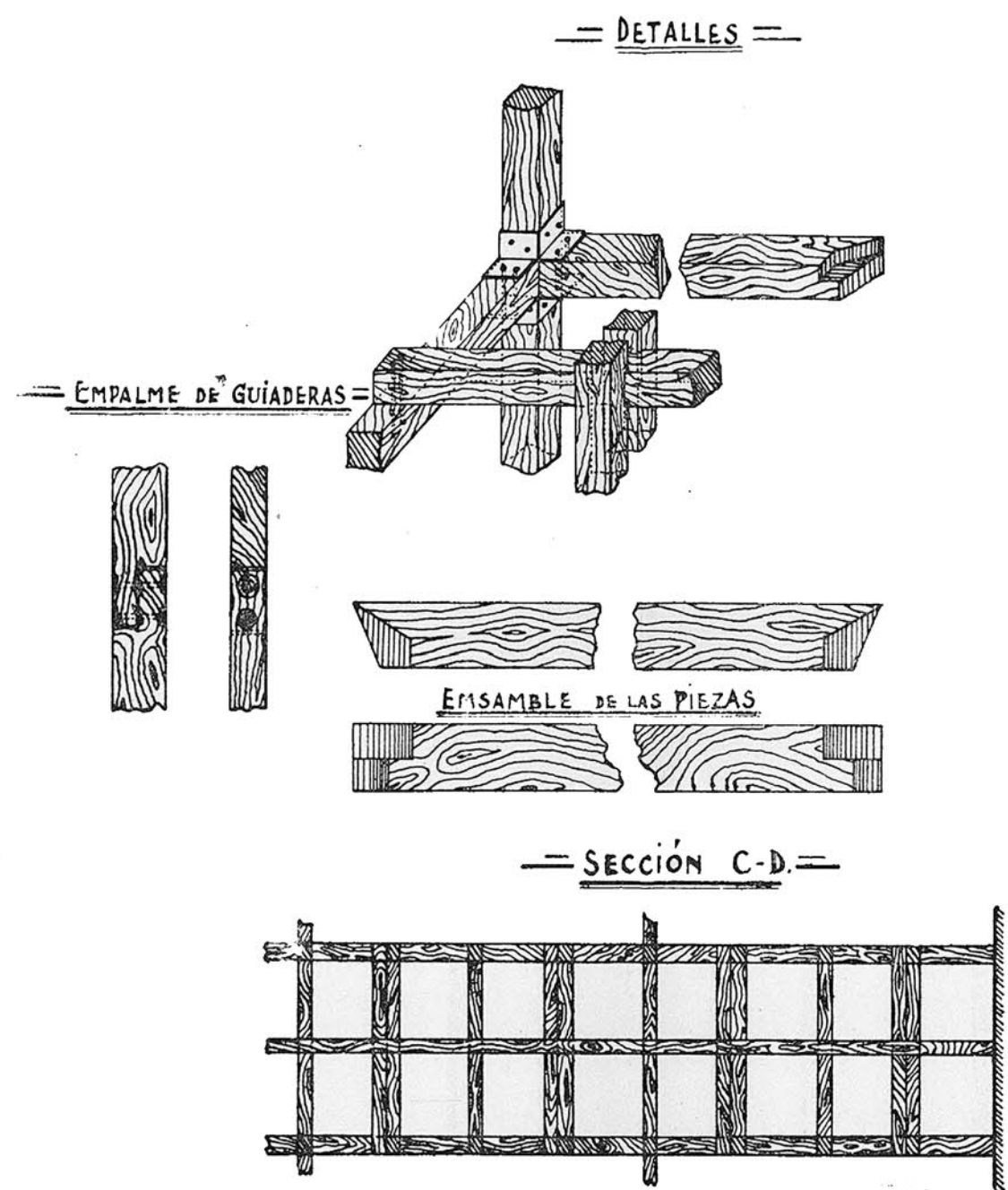
SECCION DEL CIRCUITO PRINCIPAL DE AIRE COMPRIMIDO.



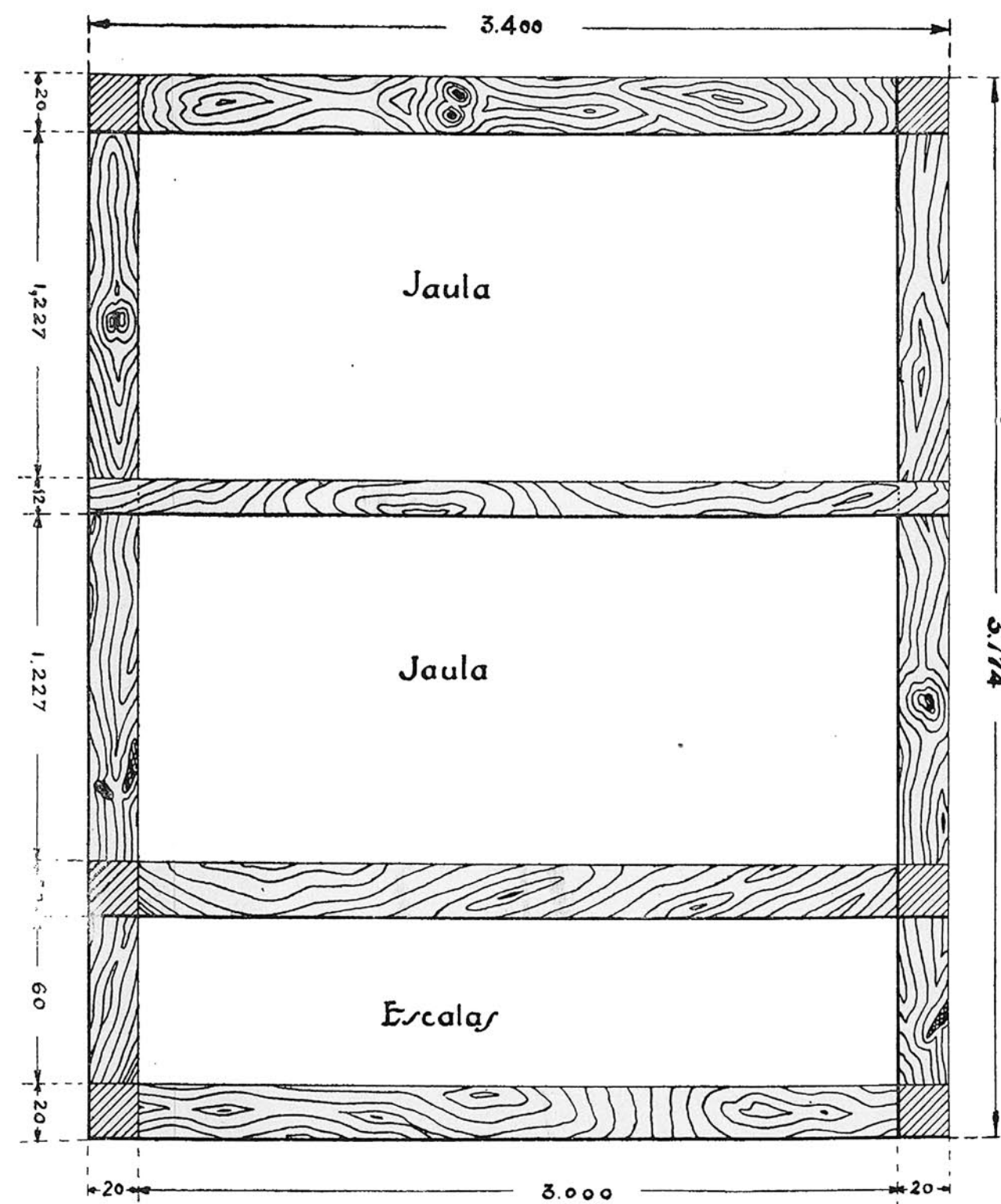
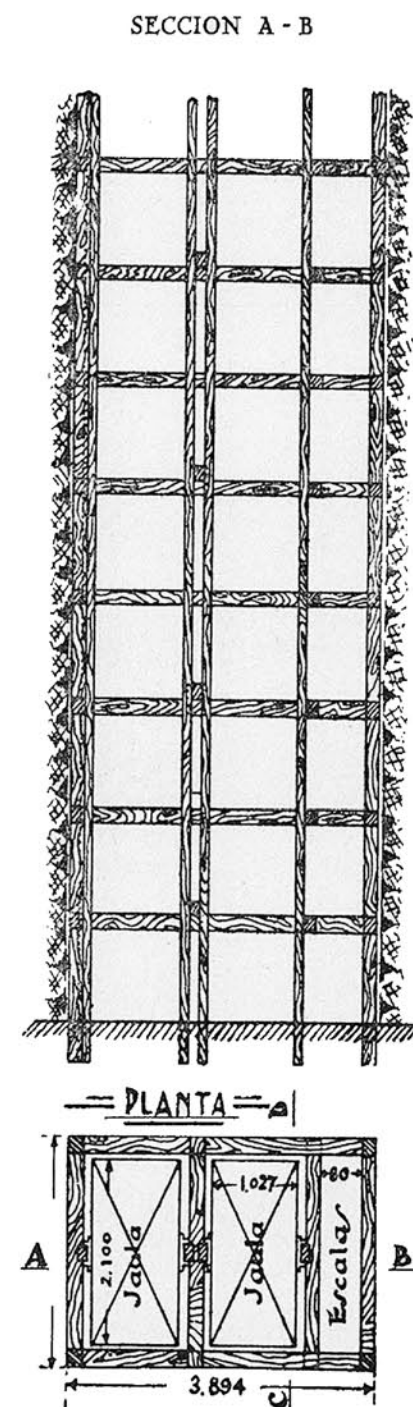
SECCION DEL POZO MOSQUITERA



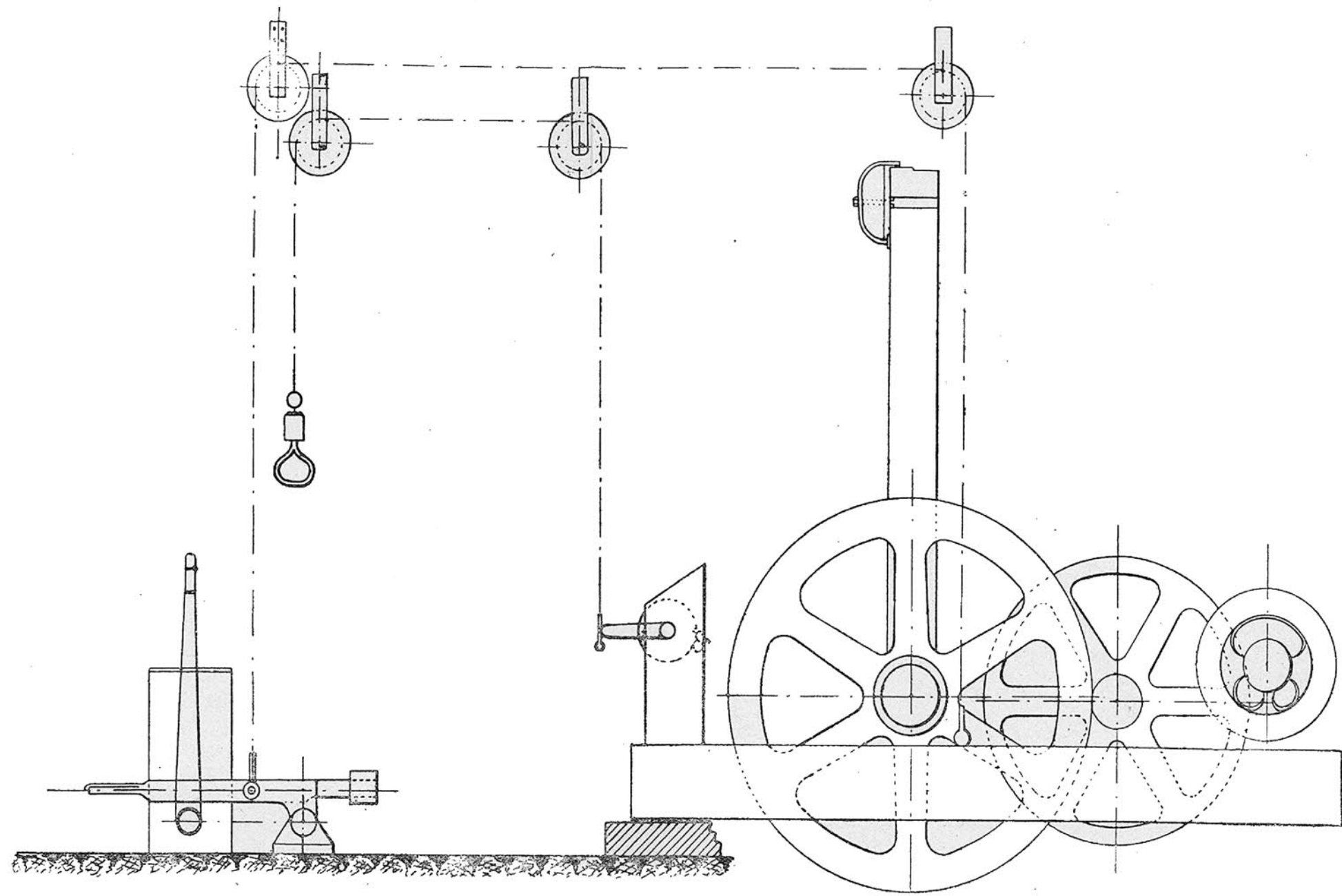
SECCION VERTICAL DE LA BALANZA NUM. 1



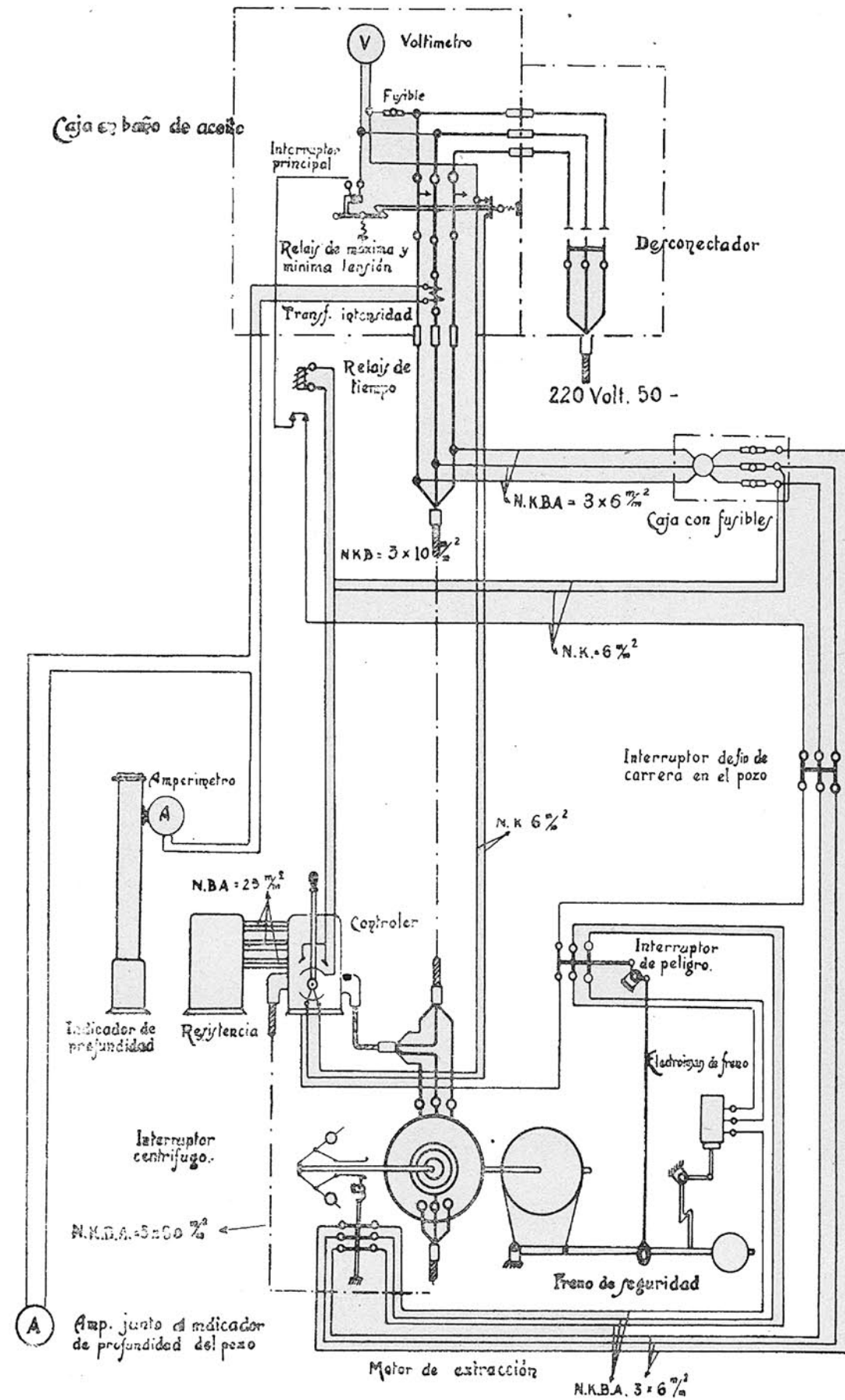
SECCION Y ENTIBACION PARA LA BALANZA NUM. 1



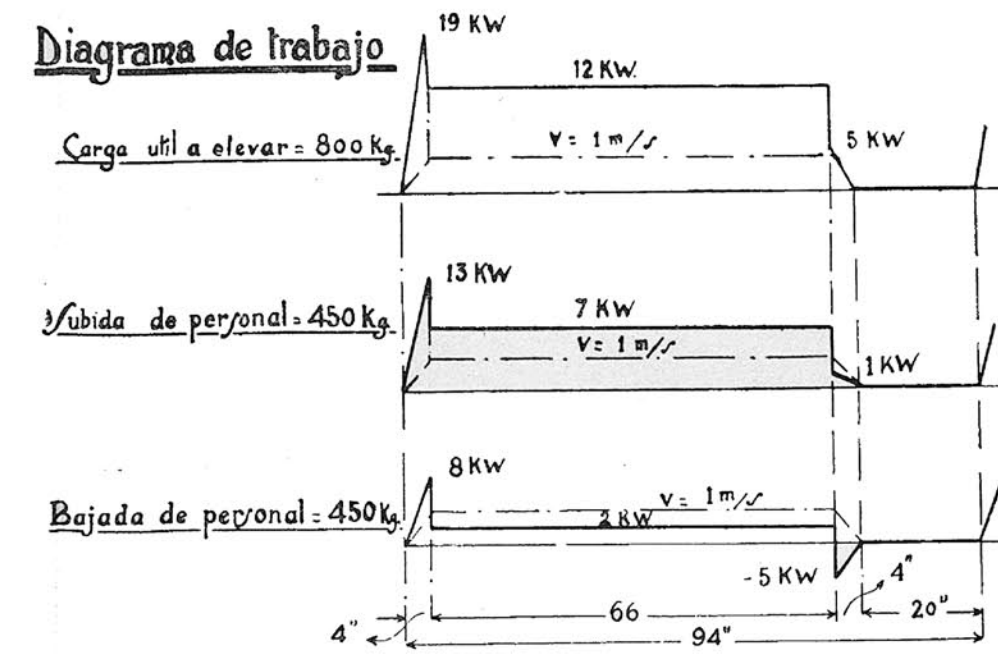
SECCION DE LAS NUEVAS BALANZAS



ESQUEMA DEL CABRESTANTE DE LA BALANZA NUM. 1



**Diagrama de trabajo**



**CARACTERISTICAS DE SERVICIO**

|                                                                                                  |            |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| Profundidad...                                                                                   | 70 m.      |
| Carga útil de carbón por tirada...                                                               | 1.100 kg.  |
| Carga útil de escombros por tirada...                                                            | 1.900 kg.  |
| Carga útil resultante de elevación (elevación de escombros con descenso simultáneo de carbón)... | 800 kg.    |
| Carga útil para transporte de personal (6 personas a 75 kilos por persona)...                    | 450 kg.    |
| Velocidad de extracción por segundo...                                                           | 1 m.       |
| Peso de una jaula vacía (incluidas las suspensiones)...                                          | 1.800 kg.  |
| Peso de una vagoneta vacía...                                                                    | 550 kg.    |
| Número de vagonetas por jaula...                                                                 | 1          |
| Número de pisos de la jaula...                                                                   | 1          |
| Número de plataformas en el pozo, por piso...                                                    | 1          |
| Diámetro del cable...                                                                            | 23 m/m.    |
| Peso por metro de cable...                                                                       | 1,85 kg.   |
| Diámetro de la polea "Koepe"...                                                                  | 1.200 m/m. |
| Revoluciones del eje de la polea, por minuto...                                                  | 15,9       |
| Revoluciones por minuto del eje del motor, aprox...                                              | 680        |
| Relación de la doble contramarcha...                                                             | 1:42,8     |

La extracción se efectúa a dos cables, con cable inferior de equilibrio del mismo peso.

El peso del volante de todas las partes giratorias (excluido el rotor del motor de extracción), referido al cable, es de unos 15.000 kilos, aproximadamente.

El momento volante del rotor del motor de extracción, referido a su eje, es de 3,1 kgm.<sup>2</sup>, aproximadamente.



J. R I V A S

---

## VOCABULARIO DE LA MINERIA EN LOS CONCEJOS DE LANGREO Y SIERO

A poco de comenzar mi, ya larga, vida de Ingeniero de Explotación inicié este vocabulario que abandoné al poco tiempo por no estar aún familiarizados mis oídos a este argot característico y castizo del minero langreano y de Siero.

Con ocasión de este Congreso pensé, hace algunos meses, reanudar este trabajo, interrumpido varias veces, la última por varios años, y ayudado por personas que desde su niñez vivieron la mina, y a las que doy las gracias desde esta publicación, me atrevo a presentaros esta colección de palabras y giros, dándome por muy satisfecho con que la consideréis no tan sólo curiosa, sino útil para los compañeros que empiezan y que, por desconocer el lenguaje típico, no pueden sostener las conversaciones que son tan necesarias en el trabajo con la vigilancia y obreros a sus órdenes, aunque sean capacitados técnicos y perfectos ingenieros. A este propósito recuerdo el caso de uno de nuestros más eminentes compañeros que, al entrar por primera vez en la mina de su dirección y preguntar a un guiero qué es lo que hacía, le contestó con la mayor naturalidad que "dar un tiriquin per baxu", quedándose perplejo ante, para él, tan incomprensible respuesta.

Incluyo en este vocabulario palabras que, aunque castellanas, son tan empleadas entre nuestros mineros que puede decirse que pertenecen a su idioma, así como otras que aunque asturianas se las puede llamar también mineras por la misma razón.

Si entre los compañeros de las demás cuencas de Asturias hay



alguno aficionado a estas cosas, le ruego amplíe mi vocabulario con las palabras típicas de su zona, y así, entre todos, completáramos un verdadero diccionario minero-asturiano que resumiría en sus palabras el importantísimo laboreo de las minas de carbón asturianas.

## A

- ABOGADÁU.**—Cansado y sudando copiosamente por haber trabajado con gran intensidad, y así se dice: “Estoy *abogadáu* de sudor”.
- ABRIR BOCA.**—Se dice que “abre boca” la trabañca que no queda a paño con su pie.
- ACIDO.**—Escuetamente, es el ácido carbónico de la mina.
- ACODALAR o acordalar.**—Poner cuadros en línea fijada por cordeles.
- AFAYAIZO.**—Que está bien, apañado.
- AFONDAR.**—Ahondar o profundizar.
- ¡AGUA! o ¡Agua viene!**—Expresión corriente en la mina para avisarse unos a otros de la presencia de la vigilancia.
- AGÜINA.**—Dícese de la explotación o galería con muchas filtraciones o manantiales de agua.
- AGUZADORA.**—Máquina especial para hacer la punta de los picos de los martillos y bocas de barrenas.
- AGUZAR.**—Hacer o sacar las puntas de los picos y bocas de barrenos.
- AHORCAR.**—Aislar; se refiere a una falla cuando se aísla comunicando la parte de detrás con la de delante y formando taller en esta parte “la falla queda ahorcada” de este modo.
- ALLANAR.**—Poner llana la tierra o carbón.
- AMABLE.**—Adjetivo aplicado al mango de las herramientas indicando que se adaptan bien a las manos. También se usa para comparar dos clases de roca, y así se dice, por ejemplo: “esta piedra es más amable que tal otra”.
- ANCHÓN.**—Parte muy ancha de una capa de carbón.
- ANCHURÓN.**—Parte más ancha de una galería. En los pozos de extracción es la parte más próxima y ancha de la galería general que da acceso al pozo.
- ANDAMIARSE.**—Colocarse sobre el “andamio”.
- ANDAMIO.**—Piso provisional que construye el picador con piezas de madera, sostenidas en las mampostas o de otra forma, para trabajar sobre él.
- APLOMAR.**—Verificar la verticalidad.
- APOTELAR.**—Poner o marcar “poteles”.
- APRETÓN.**—Pieza de madera que se pone, a veces, para evitar que un pie se salga de su balsa, afianzándola contra el hastial opuesto; si se ponen en todos los cuadros se forma un piso artificial clavando en ellos los carriles de la vía. También se llama apretón la pieza que se pone, en ocasiones, para impedir que se mueva la vía entre ésta y un hastial. En otro sentido, se llama así el estrechamiento de una capa por acercamiento de sus hastiales.
- APRETONAR.**—Poner “apretones”.
- APUNTALAR.**—Poner “puntales”.
- APURRIR.**—Traer o acercar un objeto una persona a otra.
- ARENISCO.**—Arenisca.

- ARGAYAR.**—Desprender o desgajar el terreno desplazándose o corriéndose.
- ARGAYO.**—Desprendimiento o desgaje del terreno con desplazamiento o corrimiento.
- ARÓU.**—Hacha de cortar las maderas.
- ARRANCAR.**—Se refiere a desprender el picador el carbón de la capa.
- ARRANQUE.**—Trabajo de "arrancar" el carbón. En un sentido más amplio se incluyen bajo esta definición todos los trabajos de explotación, propiamente dicha, del carbón.
- ARREAR.**—La acepción minera es la de avanzar una labor, tajo, guía, transversal, etc.
- ARREGLAR.**—Se dice "arreglar la tierra" o "allanarla" para que el carbón que se pica caiga sobre ella y no se mezclen.
- ARROSTRAR o arrostrar.**—Poner "riostros" o "rostrias".
- ARTILLERO.**—Obrero encargado de prender fuego a los barrenos.
- ATACADO.**—Operación de "atacar" los barrenos. Otro significado es el de "completamente lleno", por ejemplo, un taller "atacáu" de carbón.
- ATACADOR.**—Tiene dos significados: el del obrero que "ataca" los barrenos y el de la varilla, que debe ser de madera, con la que se hace el "atacado".
- ATACAR.**—Meter, con el "atacador", la carga en el orificio del barreno comprimiendo con él el "taco".
- ATARRANCHADOS.**—Se dice de los cuadros con "tarranchas".
- ATARRANCHAR.**—Poner "tarranchas".
- ATAYAR.**—Atajar o detener, por ejemplo: "atayar una quiebra".
- ATERCERAR.**—Trabajar de cada tres días dos, perdiendo el tercero.
- ATESTERAR.**—Para los "testeros" de un taller o el de una guía en una línea determinada como un pozo, una falla o un minado.
- ATIJERADO.**—Se refiere al "pie" o "cuadro" colocado en su posición, algo inclinada, en la galería.
- ATIJERAR.**—Separar los pies de los cuadros más que sus cabezas para formar un trapecio con el piso de la galería y la trabanca.
- ATRACADO.**—Se dice de un tren cuando ha sido movido hasta un sitio determinado, "atracándolo".
- ATRACAR.**—Mover un conjunto de vagones, empujados unos por otros por sus topes, enganchando la máquina o caballería a uno de los de detrás con un "atraque".
- ATRANCAR.**—Tapar un pozo, en su parte superior, colocando tablas sobre él para evitar caiga nada dentro.
- ATRAQUE.**—Trozo de cable para "atracar".
- ATRULLARSE.**—Se dice de una barrena u otra herramienta cuando se acuña y no puede sacarse. También de una persona cuando queda aprisionada en un sitio estrecho.
- AUXILIAR.**—Pozo o chimenea próximo al principal, para el servicio de personal o ventilación, muy útil para "desencolar" aquél.
- AVANCE.**—Longitud de una labor minera.
- AVANZAR.**—Adelantar o caminar una labor minera.
- AYUDANTE.**—Obrero que ejecuta una labor a órdenes de otro; refiriéndose al oficio de "picador" es uno de éstos de menor categoría, recibiendo el nombre de "ayudante de picador".

## B

- BALANCÍN.**—Pieza de hierro con unos ganchos de los que tiran las caballerías de los vagones.
- BALANZA.**—Pozo vertical para el transporte de un nivel a otro, con poleas y cable, automotor o no, de simple o doble efecto, seca hidráulica, etc.
- BALSA.**—Pequeña cavidad u hoyo en roca, y a veces en el carbón, en el que se encajan los pies de los cuadros o la punta de las mampostas para que no resbalen.
- BALSAR.**—Hacer una "balsa".
- BARANCILLAS.**—Son dos fuertes "repelas" o piezas clavadas en dos pies de dos cuadros de una galería entre los que principia un pozo; encima de las *barancillas* se colocan las tablas o bastidores que cierran el pozo sosteniendo el carbón o tierra en él depositado.
- BARRA.**—Carril de la vía; así se dice "andar sobre la bara", o sea andar sobre el carril, que es como generalmente andan los mineros por las galerías donde hay agua, de dos en dos, cada uno por un carril, apoyando los brazos en el hombro contrario del campañero. Para guardar uno solo el equilibrio se ayuda con la "cachaba" o sea el bastón.
- BARRENA.**—Barra de acero, redonda, de 15 a 17 mm. de diámetro generalmente, que usan los picadores para perforar los "tiros" y otros usos tales como "remar las posas".
- BARRENAR.**—Hacer los agujeros de los barrenos.
- BARRENO.**—Agujero en el que se introduce el explosivo o "carga", para arrancar la roca o carbón. La acepción de "barreno" se refiere corrientemente a la barra de acero redonda, o de otras formas, que se emplea para hacer los barrenos en roca, generalmente de 22 a 24 mm. de diámetro y de uno a dos metros de largo.
- BARRENISTA.**—Obrero especializado en hacer barrenos en roca y por tanto especialista en avanzar labores de piedra.
- BASCULADOR.**—Aparato para descargar rápidamente los vagones.
- BASCULAR.**—Descargar los vagones con el "basculador".
- BASTIDOR.**—Cada una de las dos mitades que se obtienen al abrir un rollizo de madera a lo largo y que sirve para sostener los hastiales, en un taller de explotación, colocándose según la línea de máxima pendiente sentada la parte plana en el hastial y encajándose las mampostas en su parte curva.
- BIZCORTA.**—Lisos que se desprenden fácilmente por pequeñas fisuras del terreno.
- BOCA.**—Entrada del orificio de un barreno. Forma del extremo de un barreno.
- BOCA-LOBO.**—Forma especial de la cabeza de un "pie" en canal inclinada en la que se encaja la "trabanca".
- BOCA-MINA.**—Entrada en la mina.
- BOCA-RAMPA.**—Dispositivo formado con tablas y maderos para sostener el carbón de los pozos y que se abre, quitando las tablas, para desocuparlo y cargar los vagones.
- BOCAZO.**—Explosión que sale por la boca de un barreno sin producir efecto.
- BOLSA (de carbón).**—Cavidad entre fallas con carbón. (De agua), Cavidad en el terreno llena de agua.

**BOLSADA.**—Bolsa de alguna importancia.

**BORLE.**—Pizarra terrosa y carbonosa, generalmente acompañando a las venas de carbón.

**BRUTO.**—Carbón mezclado con tierra, tal como sale de la mina, antes del lavado, pero separado por clasificación el cribado y costeros gruesos.

**BUQUE.**—Vagoneta de madera con armadura de hierro.

**BURACO.**—Agujero o "fufaco".

**BURRO.**—Roca o "repuelgo" que se mete en una vena de carbón. Se dice corrientemente "vino un burro y se comió la vena", indicando esta frase que desapareció el carbón, siendo sustituido por la roca.

## C

**CABALLISTA.**—Obrero encargado del transporte con caballerías; se llama también "trenista" o "trenero".

**CABECEADA.**—Se dice de la pieza de madera de entibación cuya "cabeza" está preparada para su acoplamiento con otra.

**CABECEADORA.**—Máquina especial para "cabecear" (generalmente mampostas).

**CABECEAR.**—Preparar las piezas de madera de la entibación para su acoplamiento. En Asturias este trabajo lo hacen los mineros con el "hacho", nunca con sierra o serrucho, y en minas de cierta importancia se dispone de máquinas "cabeceadoras".

**CABEZA.**—Extremidad de una pieza de madera de entibación con forma especial para su acoplamiento. [En una barrena o barreno se llama así al extremo opuesto a la punta. En un plano inclinado, la "cabeza" es su parte superior.

**CABEZALERO.**—Obrero que figura al frente de una labor contratada.

**CADENILLAS.**—Cadenas que sirven de tiro a las caballerías.

**CAGADA.**—Pequeño montón de tierra en una galería desprendida del cielo o hastiales.

**CAJA.**—Espacio entre los hastiales de una capa.

**CALAR.**—Llegar con una labor a otra, o a la superficie o sitio determinado.

**CALDERA.**—Fondo de un pozo o pocillo, por debajo del nivel de la galería.

**CALE.**—Punto o momento de *calar*.

**CÁLIZ.**—Dicen algunas veces los mineros para indicar que una roca o carbón están duros, que "está como un cáliz".

**CALIZU.**—Banco de caliza.

**CALLE.**—Exterior de la mina o "superficie".

**CAMA.**—Se dice "dar cama" a echar un vagón en el suelo para volcarlo, o una pieza de madera que cae. "Hacer la cama" a uno es aburrirle hasta conseguir que se marche.

**CAMADA.**—Encamada, o sea superficie de maderas sobre mampostas o cuadros. También se usa en el sentido de gran cantidad de alguna cosa.

**CAMBEO.**—Cambio.

**CAMINAR.**—Avanzar una labor.

**CAMINERO.**—Obrero especializado en la colocación de vías.

**CAMINÍN.**—Galería de muy pequeña sección por donde no circulan vagones.

**CAMPANA.**—Hueco grande en el terreno. Otra acepción es la de aparato rudimentario de señales, co-

- mo lo es un trozo de carril colgado el que, golpeado con una piedra o con un trozo de hierro es corriente emplear para transmitirse órdenes el personal de los dos codillos de un plano inclinado. Entre los mineros, para demostrar la consistencia o dureza de la roca de carbón golpean con una herramienta diciendo si está firme o dura que "suena como una campana" o como "un campano".
- CANDIL.—Aparato de alumbrarse, con llama descubierta, todavía usado en las minas sin grisú. "Páxaro" y "Sapo".
- CANGREJO.—Bastidor o chasis de hierro de un vagón. Especie de rueda de varios radios sin llanta para sostén de un cable flotante en sus poleas.
- CAPA.—Vena o conjunto de venas de carbón estratificada entre los hastiales que forman la caja, diciéndose por esto que una capa es de una o varias venas.
- CAPATAZ.—No se emplea en el sentido más general de encargado de una brigada de obreros, sino que es el título vulgar del ayudante facultativo de Minas.
- CARABA.—Máquina moderna especial para subir chimeneas y coladeros por el carbón, así bautizada en la primera mina de Asturias en que se usó.
- CARBONERO.—Capa de pequeña potencia, generalmente cerca de otra de más importancia de la cual toma el nombre (carbonero de tal).
- CARGA.—Explosivos, en general, y así "ir por carga" es ir por dinamita, mecha, cápsulas, etc. Cada cartucho de dinamita, considerado aisladamente, es una "carga"; "media carga" es medio cartucho, etc.
- CARGAR.—Además del significado corriente de llenar los vagones y los orificios de los barrenos, se dice, refiriéndose a los cuadros de una galería, a poner encima de ellos, sobre las embastonadas, costeros para cubrir el espacio que queda hasta el terreno, lo mismo que se hace en un embovedado.
- CARRUCHA.—Pequeño vagón para emplear en niveles interiores conducidos por pínches.
- CARRUCHERO.—Pinche u obrero joven encargado de mover las "carruchas".
- CEBO.—Cartucho o trozo de cartucho de dinamita en el que se mete el detonador para provocar la explosión del barreno.
- CENTÍMETROS.—(Trabajo a centímetros). Nombre del destajo más corriente en las minas asturianas consistente en abonarle al picador proporcionalmente al avance a razón de un precio por metro.
- CEÑIRSE.—Se dice al trabajar con ahínco, por ejemplo, "ese picador se ceñe bien al tajo".
- CHACHO.—Nombre que da un obrero a otro más joven.
- CHAMICERO.—Persona que *chamiza*.
- CHAMIZAR.—Explotar carbón en "chamizos", generalmente clandestinamente en concesiones que no son del explotador.
- CHAMIZO.—Labor mal llevada para explotar carbón.
- CHAPA.—Vagoneta la más corriente en las minas, de caja de chapa, de donde toma el nombre.
- CHAPUZAR.—Meterse hacia abajo; por ejemplo, se dice así de un estrato o capa o falla que buza rápidamente hacia abajo.
- CHAQUETA.—Al hablar de un obrero muy vago se dice que lo es más que la "chaqueta de un caminero".
- CHAQUETEAR.—Antiguamente se lla-

- maba así al desalojar el grisú de una labor removiendo con una prenda, chaqueta, boína, etc.
- CHAVOLA.—Sentido corriente de pequeño edificio y rudimentario para refugio del personal y sus prendas en el exterior.
- CHIMENEA o *chiminea*.—Labor vertical o inclinada que comunica dos niveles de la mina o uno de éstos con la superficie.
- CHINARRA.—Piedra diminuta que se mete en un ojo.
- CHINARRAZO.—Golpe con un “chinarro”.
- CHIPITEL.—Comunicación estrecha por el carbón o macizo de dos partes de la mina.
- CHIRLA o *chirlo*.—Esquirla diminuta.
- CHISCAR.—En general es la acción de hacer obrar un encendedor o “chisquero”, como es el encender la lámpara con su encendedor.
- ¡CHÓOOO...!—(En Siero) Grito de llamada; también se dice “¡ah, chóooo...!”
- CHULANA.—Barreno largo, en el carbón, paralelo o inclinado al frente del testero. El posteo llamado de “chulana” es el que se hace en capas de hastiales muy falsos con bastidor al techo y muro.
- CIELO.—Parte superior de una galería o rampa.
- CIMBRIA.—Cimbra, para el revestimiento de galerías o pozos.
- CIMBRIAR.—Colocar las cimbras para el revestimiento.
- CINTA.—Escuetamente es la “cinta” o “tela” de escogido de un lavadero; al referirse en un taller, o labor contratada por el avance, a la “cinta”, se sobreentiende es la cinta métrica, diciéndose “echa la cinta” a hacer la medición.
- CISCO.—Carbón “menudo”.
- CODILLO.—Cambio de dirección, por ejemplo en una tubería. En un plano inclinado son los puntos donde cambia de inclinación, o sea donde empieza y termina la rampa (superior e inferior).
- COLADERO.—Pocillo de comunicación de la gufa con el taller a través del macizo de protección de la galería. (En algunos sitios se llama “chipitel”).
- COLGADA y *colgado*.—Se dice de una explotación o taller falta de relleno. En un sinclinal queda la capa “colgada” si el transversal pasa por debajo de ella sin cortarla.
- COLLERÓN.—Collera que se pone a las caballerías para los tiros. En sentido figurado se dice “quererle poner a uno el collarón”, si se le obliga a trabajar demasiado.
- COMPORTERO.—Obrero encargado, en un pozo de extracción, de embarcar los vagones y comunicar las señales al maquinista para hacer las maniobras.
- COMPRESOR.—Compresor.
- CONTRATACAR.—Pasar con una labor de pequeña sección una parte de la mina para comunicarla con otra, por ejemplo, “contratocar una falla” es pasarla con un “contrataque”.
- CONTRATAQUE.—Labor estrecha, de comunicación.
- CORONA.—Cielo de un transversal. Parte terminal de un barreno. Barreno horizontal por la parte alta de una labor.
- CORRIÓN.—Cinturón.
- CORTADOS.—Vigas de madera que se ponen, a veces, en la última planta de un pozo de extracción para descanso de las jaulas, sustituyendo a los taquetes.
- CORTAR.—Se emplea en el sentido de desprender o arrancar, por ejemplo, “cortar el techo o el muro”. También en el sentido de

- fiurar como cuando se dice que el terreno o un liso "está cortado" se indica que está suelto con peligro de desprenderse.
- CORTE.—Frente o testero de un tajo.
- COSTERO.—Pedazo de roca; no se emplea en el sentido castellano de madera.
- COTE.—Medida formada por la longitud del puño cerrado y el pulgar estirado.
- CRIBADO.—Es la clase de carbón comercial del mayor tamaño; generalmente mayor de 60 a 70 mm.
- CRUCES.—Trozos pequeños de maderas que se ponen detrás de los cuadros para sostener el terreno suelto.
- CUADRAR.—Poner a escuadra, o 90°, la parte superior del tajo, o *niveladura*, con el frente o "testero", indispensable para llevar bien un taller y para hacer las mediciones.
- CUADRO.—Conjunto de piezas de entibación de una galería o pozo; toma varios nombres según la disposición y número de las piezas, así puede ser cerrado, medio cuadro, de muñeca, etc.
- CUARTEAR.—Trabajar el "cuarto".
- CUARTO.—Cuarta parte de un jornal.
- CUBO.—Labor inclinada, especie de un plano inclinado interior sin vía.
- CUCHARILLA.—Varilla de hierro, con la extremidad en forma adecuada, para sacar el polvo de los fondos de los barrenos que no "polvian" bien.
- CULO.—Parte del fondo de un barreno que suele quedar en rocas muy consistentes después de la explosión. "Culo de saco" es lo mismo que "fondo de saco".
- CUÑA.—Trozo de madera de forma triangular para ajustar unas piezas de la entibación con otras o para inmovilizarlas contra el terreno. También se emplean "cuñas", a veces, para arrancar el carbón previamente regado.
- CUTIR.—Colocar los cuadros, tocando unos con otros, sin dejar espacios entre sí. También significa pegar o golpear a uno, diciéndose "cutir a uno a golpes".
- CURTÍA.—Se dice de la madera seca por estar cortada hace mucho tiempo.

## D

- DADA o *dadó*.—Se dice de la roca o carbón "cortados" y con peligro de desprenderse.
- DAR o  *darse*.—Bien o mal, según que un trabajo se ejecute con facilidad o no, y así se dice, por ejemplo, que el carbón "se da bien" si se arranca fácilmente.
- DEA o *deda*.—Dedo del pie.
- DEU.—Dedo de las manos.
- DERRABAR.—Hundirse uno o más tajos.
- ENSANCHE.—Ensanche o anchurón.
- DÉSATACAR.—Operación peligrosa y prohibida consistente en sacar la carga de un barreno que ha fallado.
- DESCARRILU.—Descarrilamiento.
- DESCOMBRADO.—Operación posterior a la pega de los barrenos consistente en picar y quitar la roca y carbón que quedaron flojos y sin caer.
- DESCOMBRAR.—Efectuar el "descombrado".
- DESCOMPONER.—Empeorar las con-

diciones normales del terreno o carbón.

**DESCOMPUESTO.**—Se dice del terreno o carbón que ha sufrido variación en su estratificación o cualidades empeorando éstas.

**DESENCOLADO o desencolamiento.**—Operación de “desencolar”.

**DESENCOLADOR.**—Obrero práctico en el “desencolado”.

**DESENCOLAR.**—Hacer bajar el carbón “encolado” o trabado en un pozo.

**DESMONTAR.**—Es alejar los festeros de un taller entre sí. Por eso se dice “desmontada” o “desmontado” una explotación o taller en que los tajos están muy distantes unos de otros, con mucho “tendido” por consiguiente.

**DESPILE.**—Se dice de la explotación de carbón por debajo del nivel de la galería, o sea de los tajos “a pozo”.

**DESTAJAR.**—Fijar las condiciones de precio en que se realizan ciertos trabajos, como el de picador.

**DESTAJO.**—Trabajo en ciertas condiciones de precio, el de picador

por ejemplo, que cobra con relación al avance del tajo.

**DESTINAR.**—Fijar el punto de trabajo a cada obrero.

**DESTINO.**—Punto de trabajo de un obrero.

**DESTRAMPILLAR.**—“Destrampillarse un pozo” es vaciarse del carbón que contiene al romperse la “trampilla”, boca-rampa o las “barancillas”.

**DESTRANCAR.**—Quitar las tablas que cierran un pozo. Refiriéndose a un tren o a un vagón es quitar las “trancas”.

**DIFUSIÓN.**—Acepción castellana muy empleada en las minas refiriéndose a la ventilación.

**DIFUSOR.**—Aparato para ventilar una labor haciendo entrar el aire obligado por la succión que sobre él ejerce un chorro de aire comprimido.

**DISPARE.**—Disparo o “pega” de los barrenos.

**DURMIENTE.**—Pequeño trozo de rollo, especie de solera para evitar que se hunda un pie en el terreno.

## E

**ECHAR, echarse.**—Tumbar, tumbarse una capa o estrato, o sea perder en verticalidad. “Echarse al mínimo” es trabajar poco para, al no alcanzarle el precio del destajo, cobrar el jornal mínimo asignado para su categoría. “Echar carbón” es el trabajo de los “ramperos” en las explotaciones. “Echar en baxu” el carbón de un pozo, es descargarlo sobre el piso de la galería.

**EMBAINADOR.**—Obrero que mete y saca los vagones de las jaulas.

**EMBAINAR.**—Embarcar y sacar los vagones de las jaulas.

**EMBARCADOR.**—“Embainador”.

**EMBARQUE.**—(Planta o piso de embarque). Piso donde para la jaula para las maniobras del material en un pozo de extracción.

**EMBASTONADA.**—Conjunto de “bastones” colocados detrás de cuadros o mampostas para sostener las tierras o carbón.

**EMBOLCÁ.**—Mezcla del carbón, en el taller, con la tierra del tajo o hastiales.



- EMBOQUILLAR.**—Fijar el lugar en que ha de comenzarse una labor de avance como galería, transversal, pocillo, etc. También se dice a la acción de dar un barreno, "emboquillar un barreno". (Los transversalistas distinguen entre las barrenas de longitud corriente y las de "emboquillar", más cortas que aquéllas).
- EMBORRASCADO.**—Se dice del carbón manchado o sucio por la tierra húmeda.
- EMPAÑAR.**—Es dejar los cortes de unión de dos piezas bien ajustados, por ejemplo el acoplamiento de una "trabanca" con su "pie".
- EMPIQUETADO.**—Conjunto de "piquetes" puestos ya en obra.
- EMPIQUETAR.**—Labor de avance, por medio de "piquetes", en terrenos sueltos.
- EMPERJUICIOS.**—"Perjuicios" causados por las labores y trabajos mineros.
- ENANCHAR.**—Ensanchar.
- ENCADENAR.**—"Encadenar la madera" de una explotación es colocar los bastidores en línea, tocándose sus extremos, unos a continuación de otros, con lo que no queda ningún espacio sin sostener. La madera así colocada se dice que está "encadenada" y se pone en los casos de hastiales falsos.
- ENCARRILAR.**—Es volver a sentar sobre el carril las ruedas que se salieron de la vía.
- ENCELEGADA.**—Tablero o piso que se construye sobre las mamostas, en talleres "colgados", destruyéndose cuando está próximo el relleno.
- EN ENCERRADO.**—Labor aislada del circuito de ventilación. Tiro sin salida.
- ENCESA O ENCESO.**—Encendido, diciéndose así de la rampa, capa, labor o taller donde hay fuego.
- ENCETAR.**—Meter un objeto por una substancia y así se dice "este carbón o esta roca no hay quien la encete", expresando con ello su dureza, por lo que la herramienta entra con dificultad. Se dice de una caballería que está "encetá" cuando está lastimada con rozaduras en el cuerpo.
- ENCODILLAR.**—Tomar un vagón los "codillos" de un plano inclinado.
- ENCOLADO.**—Se dice de un pozo en el que no baja el carbón por haber quedado trabado en algún sitio.
- ENCOLAMIENTO.**—Trabazón o apriamiento del carbón en un pozo.
- ENCOYÍU.**—Encogido. Ejemplo: "moyéme y toy encoyíu de frío".
- ENCOLAR.**—Quedar el carbón trabado en un pozo.
- ENFRENAR.**—Poner frenos.
- ENGANCHADOR.**—Obrero encargado de enganchar y desenganchar los vagones entre sí y con la máquina, así como de cambiar las agujas y ayudar, en fin, al maquinista.
- ENLLANAR.**—Ponerse horizontal un estrato o capa.
- ENRACHONAR.**—Poner "rachones".
- ENRASTRERADO.**—Se dice que un pozo o un cubo tiene "rastrero" o está "enrastrerado" cuando tiene carbón o tierra detenida en algún punto de poca pendiente.
- ENSANCHE.**—Parte más ancha de una galería, para la maniobra de los trenes.
- ENSUCHO.**—Equivalente a "seco".
- ENSUGADO.**—Equivalente a "secado".
- ENTIBACIÓN.**—Fortificación con madera, de las labores.
- ENTIBADOR.**—Obrero especializado en la entibación de galerías.

**ENTIBAR.**—Fortificar con madera los trabajos.

**ENTOPETIAR.**—Llegar un vagón a otro o la máquina hasta juntarse los topos.

**ENTREMEDIAR.**—Colocar “cuadros” nuevos entre otros inútiles.

**ENVARALADA.**—Trabajo de entibación en el cruce de un transversal con una galería de dirección.

**ENYERBAR.**—Acumular cosas o sustancias en demasiada cantidad; se dice, por ejemplo, que está “enyerbado” un taller cuando está congestionado de carbón, y, por esta causa, es dificultoso el trabajo; la plaza de un lavadero *enyerbada* de vagones cuando están llenas de vagones las vías, la “fosa” de un lavadero “enyerbada”, etc.

**ESCALONADO.**—Se dice de un taller cuando los testers están distanciados, entre sí, lo necesario.

**ESCALONAR.**—Distanciar los testers, entre sí, lo necesario para formar su conjunto el taller.

**ESCARCHAR.**—Es acuñar con una pequeña piedra, u otro objeto, las ruedas de un vagón para impedir su movimiento.

**ESCOMBRAR.**—Echar escombros.

**ESCOMBRIAR.**—Arrancar o “sanear” las partes falsas que quedan después de la pega; llámase también “descombrar”.

**ESCOMERSE.**—Desprenderse, poco a poco, la roca de los hastiales o relleno de una labor que está mal “embastonada”.

**ESCUADRAR.**—Cuadrar.

**ESCUADRA-tayos.**—Cualquier objeto, una pieza de madera o una piedra con la que antiguamente se burlaban los obreros de los novicios.

**ESFOYAR la cabra.**—Modismo que se aplica a la acción de caer un individuo dando la vuelta de campana.

**ESGUALLAR.**—Se aplica a la madera cuando es de fibra poco consistente, y así se dice “esta madera esgualla fácilmente”. También se aplica para indicar que una trabanca o un pie se rompió por la presión. Ejemplo: “Tal pie o trabanca está esguallado o esguallá”.

**ESNIDIAR.**—Resbalar.

**ESNIDIOSO.**—“Nidio” o resbaladizo.

**ESPERA.**—Corte del cabeceo del pie de un cuadro de acuerdo con la inclinación a atijamiento del mismo, para acoplarlo a la trabanca.

**ESPIRRIAR.**—Picar la nariz a causa del polvo, humo, etc., produciendo estornudos; se dice, por ejemplo: “Tragué mucho polvo y estuve espirriando”.

**ESPORIADOR.**—Obrero encargado de “esporiar”.

**ESPORAR.**—Hacer correr el carbón con los pies, manos, y hasta con el cuerpo, sin herramienta alguna, por los talleres, pozos, etc.

**ESQUIÑONAR.**—Partir una piedra grande en trozos pequeños.

**ESQUISTERA.**—Lugar de “esquistos”.

**ESQUISTO.**—Pizarra carbonosa.

**ESTAR a Montepío.**—Se dice del que está dado de baja por enfermo, haciéndose extensiva esta frase a las caballerías y hasta al material en reparación.

**ESTAR al conforme.**—Se dice de los picadores que trabajan a “destajo” a las órdenes de un vigilante que les abona un jornal caprichoso, prescindiendo del precio fijado al metro de avance, que trabajan “al conforme”.

**ESTAR en galería.**—Se dice que está así un pie fuera de línea con los demás, metido hacia el centro de la galería.

**ESTAR apretado.**—Se refiere a estar ocupados todos los puntos de trabajo y no haber, por consiguiente, sitio para colocar más

personal y así se contesta corrientemente a un obrero que "pide modo", y no puede admitírsele que "está muy apretáu".  
ESTAYA.—Trabajo de "estayar" una galería o pozo.  
ESTAYAR.—Ensanchar una galería o pozo cuyas dimensiones se han reducido por las presiones del terreno.  
ESTÉRIL.—Se dice de una capa en que ha desaparecido, o casi no tiene carbón.  
ESTERILIZAR.—Desaparecer o dis-

minuir el carbón de una capa.  
ESTOL.—Serie de tajos, oblicua.  
ESTOPÍN *y estopinos*.—Encendedor y encendedores de la mecha de un barreno.  
ESTRECHÓN.—Acercamiento de los hastiales reduciéndose, por consiguiente, la potencia de la capa.  
ESTRELLAR.—Llegar una labor a un límite determinado, como falla, minado, etc.  
EXPLOTACIÓN.—Conjunto de trabajos para el arranque del carbón. "Taller" de arranque del carbón.

## F

FALLA.—Se aplica este nombre a una esterilidad de la capa más bien que a una verdadera "falla" o "salto".  
FALLAR.—Esterilizar la capa.  
FALLOSA.—Capa de carbón con esterilidades o "repuelgos".  
FALSIAR.—Ofrecer peligro de hundimiento o desprendimiento.  
FALSO.—Propenso a desprenderse o hundirse.  
FENDER.—Hender, abrir un rollizo de madera al medio para hacer dos "bastidores" o en varios trozos para hacer "rachones".  
FERRAMIENTA.—Herramienta.  
FESORIA.—Herramienta como el azadón.  
FIJA.—Escarpia para fijar los carriles a las traviesas.  
FILIACIÓN.—Se emplea en la acepción castellana refiriéndose a los obreros que van a sufrir reconocimiento médico antes de entrar a trabajar.  
FILIAR.—Anotar las características personales de un obrero que se va a admitir al trabajo.  
FILÓN.—Capa de carbón. Nombre de la galería de una explotación.

FONDO *de saco*.—Extremo de una labor distante del circuito de ventilación.  
FORAR.—Horadar o perforar. "Forar un tiro" es hacer un barreno.  
FORNO.—Cavidad que suele quedar en un tajo después del disparo de un barreno producida por haber empleado explosivo en exceso o haber dado el "tiro" en "encerrado". También se llama "forno" a un aumento brusco de potencia de capa, diciéndose así: "Se encontró un forno de carbón".  
FORQUIAR.—Bifurcar un pozo en dos.  
FORQUIAU.—Pozo que se bifurca en dos.  
FORRAR.—"Escarchar", o sea, meter una pequeña piedra o trozo de madera entre la rueda y el carril para evitar el movimiento del vagón. Meter una pieza entre otras dos.  
FOSA.—Cavidad, en los lavaderos, donde se recoge el todouno, tierras y distintas clases de carbón para ser elevadas por las cadenas correspondientes, tomando el nombre de la clase que se recoja.

- FRANQUEADOR.—Obrero especializado en la ejecución de galerías.
- FRANQUEAR.—Hacer una labor de ensanche en guías, transversales o pozos.
- FRANQUEO.—Es la parte de roca firme que se arranca en una labor de la mina, distinta del carbón, para ensancharla o para destinarla al relleno.
- FRAYARSE.—Recibir un golpe o contusión, por ejemplo: “Estando escombrando frayé esti deu”. También se aplica en sentido más general, refiriéndose al estado de ánimo, por ejemplo: “Quéjase tanto, que da frayu el oflu”.
- FRENISTA.—Enganchador. En un plano inclinado, el encargado del freno.
- FRENO.—Mampostas que se colocan en contacto con el carbón de la capa para sostenerla. Pequeño macizo de la capa que se deja, a veces, cuando el techo es poco consistente para impedir que caiga. Vagón de mina que lleva frenos.
- FRENTE.—Parte visible y normal a la dirección de un trabajo, guía, taller o transversal.
- FRIO.—Se emplea en el sentido de trabajar con desgana y así se dice “Fulano ye muy frío” o “Fulano tien frío”.
- FULMINANTE.—Cápsula.
- FUNDIR, *fundirse*.—Hundir, hundirse.
- FURACAR.—Perforar.
- FURACO.—Agujero.

## G

- GALVANA.—Se dice “tener galvana” a tener pocas ganas de trabajar.
- GALLETA.—Tamaño del carbón lavado menor que el “cribado” y mayor que la “granza”.
- GALLETINA.—En algunos sitios, la “granza”.
- GALLETONA.—En algunos sitios, la “galleta”.
- GALLO.—Bifurcación de una capa siguiendo una dirección distinta de la normal en un recorrido generalmente corto.
- GARRAFUNDIA.—“Chulana”, en algunas minas de Sama.
- GAS.—Grisú.
- GATILERA.—Comunicación o paso entre dos labores cuando es estrecho, incómodo y con probabilidades de hundirse.
- GLAYÍA.—Dolor agudo; “dióme una glayía y non fuí hombre”.
- GOCHU.—Contrapeso de un plano inclinado de simple efecto.
- GRUÑÍA.—Se dice que una labor está “gruñía” cuando la madera está vencida o rota, por las presiones del terreno.
- GUAJA.—Muchacha. Se usan también los aumentativos y diminutivos “guajona”, “guajina” y “guajuca”.
- GUAJE.—Muchacho o “pinche”. Aumentativo, “guajón y diminutivos “guajín” y “guajucu”.
- GUÍA.—Galería en dirección de los estratos.
- GUIAR.—Hacer una galería en dirección.
- GUIERO.—Obrero encargado de ejecutar una “guía”.

## H

- HACHU.**—Hacha; herramienta exclusiva para cortar y cabecear las piezas de entibación el minero asturiano, que nunca emplea la sierra o serrucho.
- HASTIALES.**—Paredes que forman la caja en la que está la capa; son el “techo” y el “muro”.
- HIERRO o fierro.**—Carril. Se dice “poner el fierro” a sentar o colocar los carriles sobre las traviesas.
- HINCHAR.**—Levantarse o salirse el “muro”, “techo” o “piso” de una galería o pozo, por las presiones del terreno, reduciéndose sus dimensiones.
- HUESO.**—Se dice “un hueso de carbón” a un trozo que aparece en una labor en estéril. “Ser un hueso”, o más corriente todavía, “tener un hueso”, se dice de un obrero muy holgazán. “Fulano tiene un hueso grande”.

## I

- INCHA.**—Se dice de una palanca que trabaja a la “incha” cuando el movimiento para levantar es contrario al corriente, o sea que con-
- siste en levantar la palanca en lugar de bajarla apoyándose en un punto.
- ISLÁN, islans.**—Schlamns.

## J

- JAULA.**—Plataforma o cabina pendiente del cable de una máquina de extracción en la que se suben y bajan los vagones, materiales y personas. Pieza especial en algunos rodámenes de vago-
- nes. Pieza especial de las lámparas de seguridad.
- JUGADA.**—Conjunto de “mampostas” y “bastidores” colocados en el trabajo.

## L

- LABOR.**—Trabajo ejecutado en la mina.
- LÁMPARA.**—Aparato de alumbrarse en la mina, portátil, de llama cerrada de gasolina o bencina, o eléctrica de acumuladores.
- LAMPARERÍA o lampistería.**—Lugar de preparación, reparación y entrega de lámparas.
- LAMPARERO o lampistero.**—Encargado de la preparación, reparación y entrega de las lámparas.
- LAVADERO marchante.**—Lavadero de “cajones alemanes”.
- LAVADOR.**—Obrero especializado en el manejo de máquinas de lavar carbón.
- LEVA.**—Pieza de madera o “palanca”.
- LEVANTAR.**—Se dice de los estratos al ponerse verticales. También se dice de un “piso” de una galería que “hincha”.
- LORITO.**—“Encelegada”.
- LONGARINA.**—Barrena larga del picador.

## LL

LLABANA.—Piedras de forma plana. | capa inclinada en que se “tumba”.  
LLANAU.—Se dice del tramo de una

## M

MACEAR.—Golpear con la “maza” sobre la “barrena”.  
MACEO.—Antiguamente, en “La Justa”, vagón de madera.  
MACIZO.—Parte de una capa que se deja sin explotar, como por ejemplo, el de protección de una galería. Se extiende esta definición a una zona, de cierta importancia, sobre una capa o paquete de capas, sin explotar.  
MAL VIENTO.—Aire viciado, en la mina, o poco aire.  
MALETA.—Comida del minero en la mina, o “taquín”.  
MALEZA.—Mezcla del aire de la mina con el ácido carbónico desprendido de los minados, fermentación de las maderas, carbón, etc.  
MAMPOSTA.—Pieza del posteo de un taller que se coloca normalmente a los hastiales para evitar su acercamiento al sacar el carbón. Se emplean mucho los diminutivos de “mampostina” y “mampostuca”, referidos a pequeñas “mampostas” que hay que poner, en ocasiones, para sostener un “costero”, por ejemplo, provisionalmente.  
MANGADO.—Herido o contusionado.  
MANGADURA.—Herida o contusión.  
MANCARSE.—Herirse o contusionarse.  
MÁQUINA.—Llaman así los mineros al “martillo picador”, “descaladoras”, etc.  
MARD.—Trozo de acero, algo curvo, con el que se golpea la barrena en ocasiones.  
MATAR.—“Matar” una labor es abandonarla. “Matar” una herramienta es perder su filo o punta.  
MAZO.—Maza corta.  
MAYAR.—“Macear”.  
MENUDO.—Tamaño de carbón inferior a la “grancilla”, o sea menor de 12 a 9 mm. “Menudo lavado” es el “menudo bruto”, una vez lavado.  
MESILLA.—Especie de vagón sin testeros ni costados, o sea plataforma, para el transporte de madera y otros materiales.  
MICHU.—“Coladero” o “nicho”.  
MIGARSE.—Desprenderse el terreno en pequeñas cantidades, generalmente precursores estos desprendimientos de otros de mayor importancia, sirviendo de aviso.  
MINA.—Por extensión se aplica este nombre al conjunto de “taller” y “galería” de una determinada capa.  
MINADO.—Labor antigua en que se sacó el carbón y se abandonó.  
MINERO.—Nombre genérico del obrero que trabaja en la mina, en cualquiera de sus oficios, y especialmente se da este nombre al obrero que sabe ejecutarlos todos o la mayor parte de ellos. También es “minero” el propietario de concesiones mineras.  
MÍNIMO.—Jornal mínimo asignado para cada categoría de obreros.  
MIXTOS.—Carbón sucio por intercalaciones de pizarra.  
MODO.—Trabajo en el sentido de ocupación. Ejemplos: “pedir mo-

- do", "haber modo", "dar modo", etcétera.
- MONTADURA.—Parte más alta de un "taller" o chimenea.
- MONTAR.—Formar un "taller" de explotación. Se dice un taller "muy montado" cuando los tajos están muy cerca unos de otros. "Montar una trabanca" es colocarla en otra.
- MOYADO.—Equivalente a "mojado".
- Si un minero se moja se dice que está "moyáu".
- MUÑECA.—Forma especial de poste, con cuatro piezas acopladas en ángulo recto formando un cuadro cerrado.
- MURO.—Hastial sobre el que está la capa. "Falso muro" es el liso en contacto con la capa que se despegará fácilmente de la roca firme o verdadero muro.

## N

- NATES o *natilles*.—Fango muy fluido por su gran cantidad de agua.
- ¡NEEE...!—Grito de llamada (femenino). También se dice: ¡Ah néee!
- NICHU.—"Coladero" o "pocillo".
- NIDIO.—Resbaladizo.
- NIVEL.—Galería auxiliar en dirección; "niveles interiores" y "niveles de relleno" son los que se forman en algún tajo del taller, o "tajo-nivel"; "nivel superior" es la galería que va sobre la explotación.
- NIVELADURA.—Parte alta de los "testeros".
- NIVELAR.—Se llama también "escuadrar la niveladura" y es formar la parte alta de los "testeros", o sea subir éstos a la altura fijada que generalmente es de tres metros desde el corte del tajo.

## O

- OXIDO.—Nombre vulgar del óxido de carbono que se forma en la mina a consecuencia de un incendio o explosión.
- OYIR.—Oír. Ejemplo: "¿Oyisti el llamate?"

## P

- PÁJARO.—Cable aéreo sencillo, de doble efecto, o "va y ven".
- PANA.—"Pieza de pana" es la de pino sin descortezar.
- PAQUETE.—Conjunto de capas próximas separado de otro por un tramo estéril; en la cuenca central de Asturias se tienen los paquetes de "Fonciello", "Oscura", "Sorriego", "Entrerregueras", "Sotón", "María Luisa", "San Antonio", "Generalas" y "Entre calizas". Entre los mineros, en la mina, al hablar de "paquete" se sobreentiende se refieren al de dinamita.
- PARRICIO.—Entretejido formado por cañas, bastones o ramas que se pone protegiendo algo contra los disparos.

- PASTIÓN.**—Trozo de roca poco consistente.
- PATÍN.**—Pie corto.
- PATUCO.**—Poste de madera delgada que apoya entre el muro y la trabanca.
- PÁXARO.**—Antigua candileja de hierro llamada así por su forma.
- PEGA.**—Disparo de los barrenos.
- PEGADOR.**—Obrero encargado de la "pega".
- PEGAR.**—Prender fuego a los "tiros".
- PEÓN.**—Obrero sin oficio especial.
- PERRO.**—Saliente en el agujero de un barreno que hace acuñaarse la barrena. Se llama así también el contrapeso de un plano inclinado, "gochu".
- PETRINA.**—Cinturón o "corrión".
- PICA o pico.**—Herramienta para arrancar el carbón o roca y también es "pico" la punterola de un martillo picador.
- PICADOR.**—Obrero especializado en las operaciones de arranque del carbón.
- PICAR.**—Arrancar el carbón de la vena con la pica o con martillos picadores.
- PIE.**—Pieza de madera para la entibación de galerías que se coloca con cierta inclinación, cabeceada en forma de acoplarse con la trabanca. "Pie de un plano inclinado" es la parte inferior horizontal que enlaza con la pendiente en el "codillo".
- PIEZA.**—Es cualquier trozo de madera de entibación.
- PIFANIO.**—Especie de vigilante de poca categoría, o ayudante de vigilante, encargado de un corto número de obreros, en trabajos de poca importancia.
- PINCHE.**—Muchacho ocupado, naturalmente, en trabajos ligeros como el de ayudar al "picador" en sus faenas separando el carbón de la tierra y echando aquél por la rampa.
- PINGA.**—Pequeño chorro o goteo de agua.
- PINGAR.**—Gotear o chorrear el agua. Estar muy mojado.
- PINGÓN.**—Chorro de agua de más o menos importancia, que brota en una galería.
- PIPADA.**—Coger "una pipada de ácido" es respirar ácido carbónico al ejecutar una labor momentánea o verse sorprendido por una corriente de aire cargado de gran cantidad de ácido carbónico.
- PIPOTE.**—Pequeño barril para llevar el agua de beber a los obreros.
- PIQUETES.**—Piezas de madera, de 10 a 15 cms. de grueso, con las que se realizan los trabajos de avance en terrenos flojos, como quiebras de galerías, levantamientos de minados, etc.
- PISAR.**—Hundir o bajar el terreno mientras asienta. Colocarse una concesión minera, o parte de ella encima de otra.
- PISE.**—Hecho de pisar, en sus dos conceptos.
- PISTOLETE.**—Barreño pequeño.
- PISTOLO.**—Barreno corto de 0,50 a 1,50 metros.
- PIZARRO.**—Trozo de pizarra o roca blanda pero más consistente que el "pastión".
- PLANO.**—Rampa, con vía, para subir y bajar los vagones de un piso a otro.
- PLANTA.**—Piso, en los pozos de extracción.
- PLOMO.**—Vertical (a plomo).
- POCILLO.**—"Coladero" o pozo por la capa que atraviesa un pequeño macizo.
- PODRIZU.**—Se refiere a una capa o a una labor minera en que el carbón o los hastiales son deleznable o inconsistentes.
- POLENTO.**—Pieza delgada de pino o "piquete".
- POLVIAR.**—Acción de sacarle el pol-



- vo a un barreno; se dice, "este barreno polvia bien" cuando sale bien el polvo sin necesidad de emplear la "cucharilla".
- PORRILLA.—Pequeña maza que se maneja con una mano, sosteniendo con la otra la barrena.
- PORTADA.—Cuadro de entibación. "Media portada" es el conjunto de trabanca y un solo pie.
- POSA.—Trozo de carbón desprendido de la capa.
- POSTEADOR o *postiador*.—Obrero encargado del "posteo" de pozos y de ayudar a los picadores en el posteo de los tajos, así como de ayudar a los vigilantes de rampa, sustituyéndole en sus ausencias.
- POSTEADURA o *postiadura*.—Conjunto de maderas de "posteo" colocadas en obra.
- POSTEAR o *postiar*.—Entibar.
- POSTEO.—Trabajo de "postear".
- POSTIZO.—Pieza de madera que coloca el picador para apoyar sobre ella otras que formen una especie de andamio provisional sobre el que se pone para comenzar el trabajo, de dar "entrada a la regadura".
- POSTURA.—Disposición o dirección de los barrenos, y así se dice marcar una postura", verdadero trabajo de dirección de un cabezalero de una labor en roca.
- POTE.—"Carbón de pote" se llama al que se encuentra, a veces, en las proximidades de una falla, de consistencia hogoménea y duro, color gris acerado y forma de bola.
- POTEL.—Marca que se hace para medir los avances y que suele ser una cruz hecha, con el hacho, en una de las piezas de entibación.
- POTENCIA.—Anchura de una capa o banco.
- POZA.—"Balsa" u hoyo en el suelo.
- POZO.—Labor vertical o inclinada para comunicar dos partes de la mina. Según el uso a que se destine recibe distintos nombres: "maestro", "auxiliar", "de ventilación", etc.
- PREPARACIÓN.—Trabajos anteriores al de "explotación".
- PREPARAR.—Ejecutar los trabajos anteriores para la explotación.
- PUERCO.—Sucio. Ejemplos: está puerca la galería, cuneta, etc.
- PULGAR.—En general es limpiar: "pulgar la madera" es quitarla la corteza y albura, "pulgar un barreno" es sacarle el polvo, etcétera.
- PUNTAL.—Poste colocado en dirección contrario a la presión, para vencerla.
- PUNTALIN.—Muy usado este diminutivo de "puntal".
- PUNTEAR o *puntiar*.—Arreglar o afilar las barrenas, picas y demás herramientas. También se dice al hacer la punta a las mampostas y pies, en el extremo que encaja en la "balsa".
- PUNTERO o *puntu*.—Punterola o pico del martillo picador.
- PUNTU.—Lugar de trabajo a donde se destina un obrero.
- PURGACIÓN.—Parte sucia de una capa, "borle", esquistoso", etc.
- PURO.—Clavo grueso y largo, que se usa mucho en la mina para clavar tablas, tarranchas, en las boca-rampas, etc.

## Q

- QUIEBRA.—Hundimiento de una labor minera, generalmente de una galería; si no pasa el aire, a través del hundimiento, se llama una "quiebra ciega".

## R

**RABIL.**—Trozo de madera torcida.

**RABILAR.**—Dar al manubrio de cualquier máquina, como a un ventilador de mano, por ejemplo. También se usa esta palabra para indicar que la madera de entibación de una galería ha perdido su verticalidad, bien por los efectos de los empujes del terreno o por mala colocación desde el primer momento.

**RACHÓN.**—Rollizo de madera delgado, pero más grueso que un "bastón", o los trozos de madera que se obtienen hendiendo, con el hacho o con cuñas, una pieza de madera, para lo que sirven las desechadas para otros usos.

**RAJOLA.**—Trozo de roca en forma de lámina delgada.

**RAJOLINA.**—Pequeña "rajola".

**RAJO.**—Mayor separación de la corriente entre las cosas y por ejemplo se dice que la madera está "rala" si los cuadros o jugadas están demasiado distantes entre sí.

**RAMA.**—Derivación de una capa. Las dos partes de un anticlinal o sinclinal.

**RAMPA o rampla.**—Conjunto de los puntos de arranque que forman un "taller" o "explotación".

**RAMPAR.**—Los trabajos propios del rampero", separar el carbón de la tierra, esporiar, etc.

**RAMPERO o ramplero.**—Pínche u obrero de poca fuerza encargado de ayudar al picador en su trabajo de arranque y explotación.

**RAMPO o ramplu.**—"Coladero" más próximo al frente de la guía, que comunica con la sobreguía.

**RASGADO.**—Se dice del nivel superior de un taller que "está en rasgado" cuando viene a formar el último tajo o "tajo-nivel". Un

"rasgado" es también una canal que se abre en un hastial para colocar una jugada, en un pozo para embutir un cable, etc.

**RASTRERA.**—Barreno inclinado con respecto al frente y dirección de la capa.

**RASTRERO.**—Bajo, por bajo. (Ver enrastrerado").

**RAXA.**—"Rajolina".

**REBAJAR.**—Hacer un "rebaje".

**REBAJE.**—Tratado que consiste en poner a nivel el piso de una galería, que ha "hinchado", quitando la parte que sobra.

**REBUSCAR.**—Escoger el carbón de una escombrera.

**REBUSCO.**—Acción de "rebuscar". Carbón escogido de una escombrera.

**REBUSCONA.**—Mujer encargada de "rebuscar".

**RECORTAR.**—Caminar en transversal a cortar la capa.

**RECORTE.**—Pequeño transversal de una capa, o galería de dirección a otra. "Recorte de entrada" es el que comunica un transversal general con una galería en dirección para evitar la "envaralada". También se llama "recorte" a un tajo de pequeña altura. Otra acepción es la de los trozos residuales que quedan al cortar una pieza de madera.

**RECRIBADURAS o recribaje.**—Carbón que pasa a través de las chapas perforadas para limpieza del "cribado" y demás clases lavadas.

**RECUBIERTO.**—Terreno que cubre la formación carbonífera.

**REFILAR.**—Es dejar bien "desescombrada" una labor y bien alineados sus perfiles.

**REGADERA.**—Especie de pica muy delgada que emplean los picadores para "regar" la "vena".

- REGADOR.**—Obrero encargado de hacer una "regadura".
- REGADURA.**—Parte blanda que suele acompañar a las venas de carbón, por donde se "riega".
- REGAR.**—Hacer una hendidura, arrancando la "regadura", con lo que la "vena" queda despegada y en condiciones de poderla arrancar. También se llama "regar" a dar salida al agua depositada en una galería.
- RELENGO.**—Roca muy dura como la pudinga.
- RELEVADOR.**—Obrero encargado de "relevar".
- RELEVAR.**—Sustituir los cuadros viejos e inútiles de una galería por otros nuevos.
- RELEVO.**—Cuadro que sustituye a otro. "Anchurón" donde se cruzan los trenes. Conjunto de obreros que reemplazan a otros en un trabajo continuo.
- RELLENAR.**—Ocupar con escombros el hueco que ha quedado al sacar el carbón.
- RELLENO.**—Escombros o tierras que se utilizan para "rellenar".
- REMAR.**—Dirigir los vagones, en un cambio, para que no descarrilen, cuya operación se ejecuta colocándose un individuo junto a la vía e imprimiendo a cada uno de los vagones, al pasar frente a él, un movimiento de rotación valiéndose de ambas manos.
- REMENDAR.**—Se dice "remendar la boca" o "remendar la trabanca" a meter trozos de astillas o embadurnar con barro la junta que no "empaña" bien de la trabanca y pie, para que la vigilancia no note la imperfección del trabajo.
- REPELA.**—Trabanca que se pone debajo de otra que está rota apoyándose a todo lo largo.
- REPICHU.**—Repecho, o sea, trozo de vía con bastante pendiente y de poca longitud.
- REPLA.**—Barro en gran cantidad.
- REPLÉN.**—Especie de pared de costeros a los lados de un pozo, con el mismo objeto que una "embastonada", o sea evitar que caiga tierra por él que se mezclaría con el carbón.
- REPUELGO.**—Falla o esterilidad de la capa aunque no desaparezca totalmente el carbón.
- REPUELGOSA o repuelgoso.**—Capa, taller, etc., abundante en "repueigos".
- RESALTO.**—Pequeño "salto".
- RETIRO.**—Hueco, en la mina, para refugiarse.
- REVESTIDO o revestimiento.**—Cubrición de una galería o pozo de fábrica de ladrillo, hormigón, etcétera.
- REVESTIR.**—Hacer el *revestimiento*.
- REVOLVER.**—Dar vueltas al barrenno mientras se le golpea con la maza.
- RIO (carbón de).**—Carbón que se recoge en los cauces de los ríos escapado de los lavaderos.
- RIOSTRA o rostría.**—Pieza de madera que se pone para el mejor sostenimiento de un cuadro, apuntalando el pie a la trabanca.
- RODAMES.**—Rodámenes.
- RODAVIENTO.**—Se dice, impropriamente, que una explotación se ventila "a rodaviento" cuando el aire pasa por el frente de los tajos obligado por una puerta o un telón que le hace recorrer por los pozos y testers; en realidad sería "a rodaviento" si fuese el mismo aire el que circulase, sin renovarse, pasando repetidas veces por el mismo sitio.
- ROLLETE.**—Cilindro de madera que se coloca entre los carriles de la vía de un plano inclinado para evitar el roce del cable en traviesas y piso.
- ROMÁ.**—Cuadro fundamental para empezar un "empiquetado".

**ROMPIMIENTO.**—Operación de comunicar dos labores que se llevan simultáneamente desde dos puntos opuestos.

**ROSARIO.**—Se dice que una capa se presenta “en rosario” cuando alternan, zonas en carbón con otras en falla, regularmente.

## S

**SALÍN.**—Aceite de pescado que antiguamente se usaba para alumbrarse con candiles.

**SALIDA.**—“Dar salida a un tiro” es darle la posición conveniente para que obre encontrando la menor resistencia.

**SALITRE.**—Vetillas de espato calizo que se encuentran frecuentemente y que, por su dureza, se pasan con alguna dificultad con la barrenadora.

**SALÓN.**—Macizo de carbón que se deja provisionalmente, a veces, por la parte inferior del tajo sirviendo de sostén a los hastiales y que después se arranca una vez arrancado el resto del tajo, de arriba hacia abajo, y posteado.

**SALTO.**—Verdadera “falla” con traslado de los estratos al techo o al muro.

**SANEAR.**—Quitar en una labor la roca o carbón que se presenta floja o suelta y con peligro de desprenderse.

**SAPO.**—Boca-rampa especial preparada con hieros en forma de tenedores. Candil de “sapo” es el de aceite que todavía se usa en algunas minas.

**SARIEGO.**—Se dice de un “pie” que no empuja con la “trabanca”, sino

que forman ángulo las aristas del corte de ambas piezas.

**SERIA o serie.**—Conjunto de dos o más tajos en un solo testero.

**SOBREGUÍA.**—Es el primer tajo, sobre el macizo de la galería; si no se deja macizo se llama también el “tajo sobre la madera”. En general “sobreguía” es toda labor, posteada con mampostas y no de nivel, que se lleva más adelantada que los tajos, bien sea de comunicación o de formación de una explotación.

**SOCAVÓN.**—Transversal principal, que parte de la superficie del terreno o del anchurón de un pozo principal de extracción.

**SOLERA.**—Madero asentado en el terreno para descanso del pie de un cuadro.

**SOTRICAR.**—Se dice que “sotrica” un martillo perforador o picador cuando su marcha es anormal.

**SUBA.**—En general, subida. Ejemplos: la “suba” o “tira” de la madera a una explotación cuando se hace desde la galería inferior; “suba” de los destajos o sea aumento de precio, etc.

**SUBIR.**—Formar un taller, chimenea, etc., y en general cualquier labor inclinada o vertical que se empieza desde la parte inferior.

## T

**TABICAR.**—Es tapar una labor, pocillo, galería, etc., con un “tabique” para aislarla del resto de la mina, lo que hay que hacer

frecuentemente en casos de incendio o de abandono.

**TABIQUE.**—Cierre para aislar una

- labor, que puede ser de ladrillo, piedra, etc.
- TABLERO.**—“Andamio” o “encelegada”. Tablero de profundización de un pozo de extracción es la plataforma que sirve para sostenerse el personal mientras se trabaja, y el material.
- TABLO.**—Lo mismo que bastidor, aunque se aplique generalmente el de pequeña longitud.
- TACAXU.**—Un barreno de longitud muy corta y en el que se mete una cantidad de dinamita menor de un cartucho.
- TACO.**—Barreno con poca carga. La acepción más importante es la del tapón de arcilla que se coloca sobre la carga de un barreno para evitar el “bocazo”. También se refiere al cartucho de polvo inerte que se emplea actualmente en casi todos los casos.
- TAJO.**—Punto de arranque del carbón por el procedimiento, más general en Asturias, de “testeros”. “Tajo a pozo” es el que se lleva, a veces, por debajo del piso de la gufa.
- TALLER.**—Conjunto de puntos de arranque del carbón entre dos pisos.
- TAMBASCÁ.**—Acumulación brusca de gases en el circuito de ventilación de una labor.
- TAPÍN-tapinos.**—Tierra vegetal; a los trozos de tierra vegetal con raíces y yerba se les llama “tapinos”. “Carbón de tapín” es el que aflora en la superficie o está cerca del terreno vegetal apareciendo, por esta causa, manchado o descompuesto.
- TAQUÍN.**—Trozo de un cartucho de dinamita para un tiro pequeño. Pequeña cantidad de comida para el almuerzo del obrero.
- TARRANCHA.**—Pieza delgada de madera para unir un cuadro con el siguiente.
- TARRONERO o tarronerón.**—Se aplica este adjetivo a un obrero minero que es también labrador.
- TAYU.**—“Tajo”.
- TECHO.**—Hastial sobre la capa. “Falso techo” tiene análoga significación que “falso muro” referido al hastial correspondiente.
- TELA.**—Escuetamente es la “tela de escogido” o “cinta de escogido” de un lavadero.
- TENDIDO.**—Pendiente o inclinación de una capa o estrato y, por analogía, de un taller o explotación.
- TERRERO o terrerón.**—Escombrera.
- TESTERO.**—Frente de un tajo o guía.
- TIERRA.**—En general lo que no es carbón, sea cual fuere el tamaño.
- TIJERA.**—Inclinación de los pies de un cuadro.
- TIRA o tirada.**—Se dice “dar la tirada de madera” a la operación de repartirla por el taller para lo que el personal se coloca escalonado haciéndosela pasar de unos a otros.
- TIRAR.**—Operación de “dar la tira”. Una acepción muy usada es la de romper mucha madera, por las fuertes presiones y movimientos del terreno, en una labor entibada.
- TIRO.**—Barreno.
- TIRÓN.**—Movimiento de una labor por las fuertes presiones del terreno.
- TIRIQUÍN.**—“Tacaxu” o tiro con muy poca carga.
- TODO UNO.**—Carbón mezclado con la tierra, tal como sale de la mina.
- TOPAR.**—Encontrar; por ejemplo: “topar la capa” es cortarla con una labor.
- TOPETIAR.**—“Entopetiar”.
- TORNAR.**—Oponerse, cortar el paso, obligar a un cambio de dirección.
- TRABANCA.**—Rollizo de madera con-

veniente cabeceado para ensamblarse con el "pie" y formar el "cuadro"; a veces uno de los extremos, o los dos, en lugar de acoplarse a los pies, encajan en el terreno, punteados convenientemente.

TRABANCO.—Dispositivo para recoger el "carbón del río".

TRAMPILLA.—Boca-rampa. Dispositivo de cierre de los vagones que tienen puerta.

TRANCA.—Recorte de madera que se mete entre los radios, o agujeros, de las ruedas de los vagones para frenarlos; a veces se usa como "tranca" un trozo de barra de hierro, generalmente, un eje viejo de vagón.

TRANCADO.—Sujeto por medio de "trancas".

TRANCAR.—Meter "trancas" en las ruedas de los vagones.

TRANSVERSAL.—Galería que corta los estratos. "Transversal de línea" o "transversal general" es

el principal, que corta todas o casi todas las capas.

TRANSVERSALISTA.—Obrero especializado en el avance de "transversales" o labores de avance en roca.

TRASTORNADO.—Se dice del terreno o capa con la estratificación anormal.

TRASTORNO.—Perturbación o variación anormal de los estratos.

TRENERO o *trenista*.—Obrero encargado de conducir un tren de vagones arrastrado por caballerías.

TRESILLÓN.—Pieza de madera que se coloca entre los cuadros, normalmente a ellos, para evitar su movimiento o desplome.

TRESPÁS.—Pequeño "salto" o "resalto".

TRIPÁ.—Tiene dos significados que se expresan en las frases: "Coger una tripá de ácido" y "vino una tripá y rompió la madera".

TRUS.—Truck, o plataforma de un plano inclinado de fuerte inclinación.

TUMBAR.—Perder de inclinación.

## V

VAGÓN.—Vagoneta de mina, en su acepción más general. Particularmente se llama así la construída exclusivamente de madera, que se diferencia por esto de los demás tipos, chapa, buque, etc.

VAGONERO.—Obrero encargado de la carga y descarga de los vagones y de su transporte empujándolos y trancándolos o frenándolos.

VA y *ven*.—Plano inclinado o cable aéreo automotor, de doble efecto.

VENA.—Capa de carbón, aparte de la tierra, y por eso se dice "una capa de carbón de varias venas".

VENIRSE.—Se dice del terreno o carbón cuando cae o se desgaja.

VETA.—Vena.

VIENTO.—Aire o atmósfera de la mina.

VITOLA.—Condición del "cabeceo" de la trabanca, se dice, "mucho o poca vitola".

VOLQUETE.—Vagón dispuesto para que su caja vuelque con facilidad manteniéndose fijo el bastidor.

VOLQUETERO.—Obrero encargado del transporte con "volquete".

## W

WINCHE.—Cualquier torno mecánico

para elevar materiales.

## X

XIMELGAR.—Sacudir, ejemplo: encontré a uno durmiendo en la mina y “ximilguelo”.

XINGÓN.—“Tirón”.

Xós.—Palanca para tirar grandes bloques de carbón o grandes pasiones.

## Z

ZAPATA.—Trozo de madera para descanso de los pies, de entibación, en terrenos flojos.

ZAPATERA.—Barreno que se da cerca del suelo, casi horizontal.

ZURDO, *zurda*.—Se llama “zurdo” el que maneja la herramienta echando la mano izquierda por

delante; según la posición de la capa hay que trabajar de éste o del modo contrario, y en aquel caso se llama así “zurda” a la capa de explotación. Un picador que trabaja a la “zurda” es preferido porque, generalmente, valdrá bien para trabajar en cualquier capa.

R. DEL RIEGO

---

## ARRANQUE MECANICO

---

### NOTAS SOBRE EL GASTO DE SOSTENIMIENTO DEL MARTILLO PICADOR

El continuo descenso de la cifra del efecto útil total debido a múltiples causas que, por ser conocidas de todos, no es preciso enumerar, obligó a emprender una transformación en los métodos de arranque introduciendo en ellos el empleo de diferentes mecanismos con el objeto de elevar la cifra del rendimiento, o por lo menos, de poner un límite a su continuado descenso. Uno de los útiles cuyo uso se ha extendido más, debido sin duda a la facilidad de su empleo, ha sido el martillo pica o martillo picador. Su utilización en las inas es corriente en Asturias; la cifra de tonelaje arrancado sigue una progresión creciente y estudiada ya esta transformación desde el punto de vista técnico, nos parece útil reunir los datos relativos a su coste a fin de poder formar un juicio exacto de su influencia desde el punto de vista económico. A esto quieren contribuir las presentes notas; en ellas se reúnen los correspondientes a un período suficientemente extenso para evitar la influencia que en las cifras deducidas puedan tener los errores inevitables de esta clase de estudios. Los resultados que hemos de dar no pueden pretender ser otra cosa que los obtenidos en un caso particular, que, unidos a los que se obtengan en condiciones diferentes en el resto de las minas, sirvan para establecer una cifra media que pueda ser tomada como base en estudios más completos que permitan formar un juicio fundamentado en



ellos, sobre el error o acierto que haya presidido la adopción de estos nuevos métodos de trabajo.

Los datos que nos han servido para la determinación del precio de sostenimiento de un martillo picador abarcan un período de varios años; durante ellos las condiciones de trabajo han sufrido diferentes variaciones, tanto en lo relativo a la duración de la jornada como en lo referente a la variación de los jornales, y bien sabido es que existe una relación muy marcada entre las cifras que indican estos factores y la resultante como rendimiento en el arranque.

Otro tanto puede decirse en lo relativo al coste de los materiales utilizados. Las cifras que hemos de deducir serán siempre las correspondientes al gasto total durante este período de tiempo divididas por el tonelaje arrancado con la ayuda de medios mecánicos durante el mismo. Representan, pues, un valor promedio más aproximado al verdadero valor que la media de los distintos valores que se hubieran podido deducir para cada año en particular.

Todas las cifras han sido cuidadosamente comprobadas, y por lo tanto, la influencia de los errores inevitables creemos sea de tal orden que su importancia en la cifra final pueda despreciarse. En aquellos conceptos, cuya valoración exacta no es posible (consumo de tuberías, por ejemplo) hemos adoptado coeficientes deducidos de la práctica y que creemos muy aproximados a la realidad.

A los efectos de la descomposición de la cifra total del coste consideraremos éste dividido en tres capítulos principales:

- 1.º Gasto del martillo propiamente dicho, o materiales.
- 2.º Coste de la producción de aire comprimido; y
- 3.º Cargas financieras, amortización de instalaciones, etc., etc.

El primer capítulo es independiente de la capacidad de la instalación; no así los otros dos, en los cuales los gastos de instalación y marcha, así como los de entretenimiento, varían con relación a la unidad martillo, según la mayor o menor capacidad de la instalación.

Con estas breves aclaraciones y las que hemos de hacer más adelante al justificar las cifras obtenidas para cada concepto de los que integran los diferentes capítulos, pasamos a la exposición de la cifra de gasto referida a la tonelada, y de ésta y el rendimiento medio deduciremos la correspondiente al gasto por jornada trabajada.

### CAPITULO I

(Materiales)

|                                  |       |   |       |
|----------------------------------|-------|---|-------|
| 1) Renovación de martillos... .. | 0'018 | } | 0'188 |
| 2) Piezas de repuesto... ..      | 0'059 |   |       |
| 3) Mangueras... ..               | 0'076 |   |       |
| 4) Tuberías inutilizadas... ..   | 0'005 |   |       |
| 5) Engrases... ..                | 0'030 |   |       |

### CAPITULO II

(Producción de aire comprimido)

|                                    |       |   |       |
|------------------------------------|-------|---|-------|
| 1) Energía... ..                   | 0'240 | } | 0'300 |
| 2) Jornales... ..                  | 0'042 |   |       |
| 3) Engrases... ..                  | 0'016 |   |       |
| 4) Reparación compresores... ..    | 0'002 |   |       |
| Importe por tonelada I) y II)..... |       |   | 0'488 |

### CAPITULO III

(Cargas financieras)

|                                        |       |
|----------------------------------------|-------|
| 1) Anualidad de amortización... ..     | 0'118 |
| 2) Interés 5 por 100... ..             | 0'127 |
| <hr/>                                  |       |
| Total... ..                            | 0'245 |
| Importe total por tonelada bruta... .. | 0'733 |

El rendimiento medio deducido de los años 1925 a 1931, ambos inclusive, es de:

$$\frac{4.394.502 \text{ toneladas}}{736.010 \text{ jornales}} = 5.978 \text{ kilogramos}$$

cifra deducida utilizando los jornales de picador con martillo empleados en labores productivas, con exclusión de los que se utilizan en labores de preparación o conservación, es decir, que representa el rendimiento medio efectivo en labores de arranque.

La cifra de coste por jornada será, pues:

$$0'733 \times 5.978 = 4.381$$

La justificación de las cifras anteriores es la siguiente:

1) *Renovación de martillos.*

|                                        |                |
|----------------------------------------|----------------|
| Número de martillos inutilizados... .. | 225            |
| Importe total... ..                    | 88.200,00 pts. |
| Importe medio del martillo... ..       | 392,00 —       |

$$\text{Importe por tonelada: } \frac{88.200}{4.887.968} = 0'018$$

(Cifras correspondientes a los años 1923 a 1932).

2) *Piezas de recambio.*

|                                                                 |                 |
|-----------------------------------------------------------------|-----------------|
| Importe de las piezas consumidas según cargos del Almacén... .. | 291.470,70 pts. |
|-----------------------------------------------------------------|-----------------|

$$\text{Importe por tonelada: } \frac{291.470,70}{4.887.968,00} = 0'059$$

(Cifras correspondientes a los años 1923 a 1932).

3) *Mangueras.*

|                                      |                |
|--------------------------------------|----------------|
| Mangueras inutilizadas... ..         | 38.657 metros. |
| Importe según cargo de Almacén... .. | 377.296,18     |
| Precio por metro... ..               | 9,78 pesetas   |

$$\text{Importe por tonelada: } \frac{377.296,18}{4.887.968,00} = 0'076$$

(Cifras correspondientes a los años 1923 a 1932).

4) *Tuberías.*

|                                                 |                |
|-------------------------------------------------|----------------|
| Longitud total de las servidas por el Almacén.  | 82.953 metros. |
| Longitud de las tuberías instaladas en 1-1-932. | 75.953 —       |
|                                                 | 7.000 —        |
| Tuberías inutilizadas... ..                     | 7.000 —        |

El importe de estas tuberías puede calcularse en 4,50 pesetas el metro por tratarse de tuberías de 3/4, 1 y 2 pulgadas, y calculamos corresponda al arranque un 70 por 100 y el resto a los avances en roca.

El cargo por este concepto será, pues, de... .. 28.050,00 pts.

$$\text{Y el importe por tonelada: } \frac{28.050}{4.887.968} = 0'005$$

(Cifras correspondientes a los años 1923 a 1932).

5) *Engrases.*

Esta cifra se ha deducido del consumo de los años 1925 a 1931, ambos inclusive, por no poseer datos exactos de los años anteriores.

|                                         |                |
|-----------------------------------------|----------------|
| Consumo total... ..                     | 70.221,00 kgs. |
| Importe en pesetas... ..                | 132.717,69 —   |
| Precio medio del kilogramo... ..        | 1,89 pts.      |
| Número de jornadas-martillos... ..      | 735,010        |
| Consumo en kilogramos por jornada... .. | 0,095          |
| Consumo en pesetas... ..                | 0,179          |

CAPITULO II

1) *Energía.*

24 kw. hora por jornada a pesetas 0,06 kw. 1,44

Incluido el consumo de conveyors y ventiladores.

(Compresores de 125 a 200 C. V.)

2) *Jornales.*

Cifra deducida de la cantidad total en pesetas de jornales dividida por el número de jornadas de martillo y el rendimiento.

3) *Engrases.*

$$\frac{78.207'48 \text{ pesetas}}{4.887.968'00 \text{ toneladas}} = 0'016$$

4) *Reparaciones.*

Importe de los materiales y mano de obra empleados dividido por el tonelaje arrancado.

(Cifras de 1923 a 1931, ambos inclusive).

CAPITULO III

(Cargas financieras)

Para la deducción de esta cifra partimos del coste exacto de 7 instalaciones llevadas a cabo en minas de montaña. No in-

cluimos las de los pozos por no ser fácil determinar de un modo exacto su coste, ya que edificios, líneas, etc., se emplean para extracción, desagüe y demás servicios sin que sea por lo tanto fácil determinar exactamente la parte de gastos aplicables a cada concepto.

Las instalaciones de minas de montaña, su capacidad y coste son:

|                         | Pts. Cts.  |
|-------------------------|------------|
| A) 150 CV.....          | 113.828,40 |
| B) 60 — .....           | 31.706,80  |
| C) 125 — .....          | 68.470,65  |
| D) 150 — .....          | 104.761,31 |
| E)-F) 580 — .....       | 285.432,47 |
| G) 150 — .....          | 65.443,37  |
| <hr/>                   |            |
| de 1.215 CV.....        | 653.789,60 |
| Material eléctrico..... | 61.864,92  |
| <hr/>                   |            |
| Total.....              | 715.655,52 |

En el importe de estas instalaciones se incluye maquinaria, edificios, líneas y todo lo preciso para su puesta en marcha. A la cifra obtenida precisa añadirse el valor puestas en servicio de las instalaciones interiores, tuberías, depósitos, etc., cuya valoración es la siguiente:

|                         |              |      |                         |
|-------------------------|--------------|------|-------------------------|
| Tuberías... ..          | 771.242,99   | pts. | (75.953 metros).        |
| Martillos... ..         | 172.656,00   | —    | (443 en servicio).      |
| Mangueras... ..         | 64.190,70    | —    | (6.645 m. en servicio). |
| Transportadores. ... .. | 21.617,00    | —    |                         |
| Ventiladores.. ... ..   | 41.050,00    | —    | (49 en servicio).       |
| Tornos... ..            | 14.000,00    | —    | ( 4 en servicio).       |
| <hr/>                   |              |      |                         |
| Total.....              | 7.084.756,69 | —    |                         |
| — .....                 | 715.655,52   | —    |                         |
| <hr/>                   |              |      |                         |
| Suma.....               | 1.800.412,21 | —    |                         |

Las instalaciones cuya valoración se ha indicado pueden producir en marcha normal 700.000 toneladas brutas.

La inmovilización es, por consiguiente, de:

$$\frac{700.000'00}{1.800.412'21} = 2'57 \text{ pesetas por tonelada bruta}$$

Esta inmovilización da origen a las cargas financieras que se han detallado en resumen, tomando el 5 por 100 y 15 años de plazo.

Para terminar estas notas hemos de hacer dos observaciones que juzgamos de importancia:

1.ª El importe del gasto total se ha deducido de los gastos durante varios años en muchas de las cuales el sistema estaba en período de implantación y durante ellos algunos gastos han sido necesariamente mayores de lo normal, debido al menor tonelaje explotado. La cifra deducida puede, pues, considerarse como una cifra más alta que las que normalmente se han de obtener en un período análogo de marcha normal.

Como prueba de lo que acabamos de decir, exponemos a continuación la variación del porcentaje de arranque por medios mecánicos durante los años cuyos datos hemos utilizado:

| Años | %     |
|------|-------|
| 1923 | 27,17 |
| 1924 | 39,69 |
| 1925 | 53,87 |
| 1926 | 64,15 |
| 1927 | 79,54 |
| 1928 | 86,99 |
| 1929 | 92,33 |
| 1930 | 94,11 |
| 1931 | 94,56 |

La cifra total viene aumentada también por el hecho de haber cargado al arranque la totalidad de los gastos de amortización, interés y conservación de las instalaciones de producción de aire comprimido, que siendo utilizadas también en la preparación, deberían ser divididas entre ambos servicios.

Como comprobación, exponemos los gastos relativos a 1931 que, como puede verse, son inferiores en 0'134 pesetas a los deducidos del total de los años anteriores.

#### Año 1931

Producción por medios mecánicos... .. 707.888 Tons.  
 Número de jornadas, 114.492. Rendimiento medio... 6.182 —

I

|                                 |       |   |       |
|---------------------------------|-------|---|-------|
| Renovación de martillos... .. . | 0'043 | } | 0'155 |
| Mangueras... .. .               | 0'031 |   |       |
| Tuberías... .. .                | 0'005 |   |       |
| Engrases... .. .                | 0'016 |   |       |
| Piezas de recambio... .. .      | 0'060 |   |       |

II

|                                          |       |   |       |
|------------------------------------------|-------|---|-------|
| Energía... .. .                          | 0'232 | } | 0'287 |
| Jornales $\frac{0'25}{6.182} =$ .. . . . | 0'040 |   |       |
| Engrases... .. .                         | 0'015 |   |       |
| Recambios... .. .                        | 0'000 |   |       |
| Interés... .. .                          | 0'127 | } | 0'245 |
| Amortización... .. .                     | 0'118 |   |       |
| Total por tonelada bruta... .. .         |       |   | 0'687 |

Cargo total por jornada, 4'247 pesetas.

La 2.ª se refiere al consumo de piezas y gastos de reparación de martillos.

Según los datos reunidos, para un arranque de 4.897.968 toneladas se han inutilizado 225 martillos, o sea, que el arranque ha destruido un martillo por cada 21.720 toneladas; dividiendo esta cifra por el rendimiento medio por jornada, 5.987 kilogramos, se obtiene para la vida media del martillo 3.633 jornadas, o sea, una duración, media también, mayor de 10 años de trabajo.

Tanto la cifra de tonelaje como la de duración están en desacuerdo con la práctica, si bien este desacuerdo no es más que aparente.

En efecto; partiendo de los datos reunidos se deduce que durante este período de tiempo un martillo ha consumido un promedio de 1.303,20 pesetas en piezas de recambio y que, comparando esta cifra con la de 392 pesetas, importe medio de un martillo nuevo, es 3'32 veces mayor; esto nos indica que en realidad las 21.720 toneladas han consumido o destruido 4,32 martillos y que por consiguiente cada uno de ellos arrancó  $\frac{4'32}{21.720} = 5.259$  toneladas, lo que da para la vida del martillo una duración me-

dia de  $\frac{5.259.000}{5.798} = 907$  jornales, o 3 años en números redondos, cifra que está de acuerdo con la práctica.

De las cifras expuestas se deducen consideraciones muy interesantes en lo referente a la conveniencia de no extremar la reparación y conservación de estas herramientas, por llegar un momento en que esto es anti-económico, tanto desde el punto de vista del coste como de la utilización con buen rendimiento del aire comprimido.

Turón, Octubre de 1932.





C. R. A R A N G O

---

## ALGUNAS NOTAS SOBRE LA LEGISLACION MINERA VIGENTE EN ESPAÑA

---

Solamente nos proponemos en este breve trabajo ocuparnos de dos o tres puntos de la Legislación minera vigente, que, a nuestro juicio, están pidiendo urgente modificación de los mismos.

Nada tiene de particular que la Legislación vigente no esté de acuerdo con las necesidades actuales, pues como sabemos se funda en el Decreto-Ley de Bases del año 1868 y en el Reglamento de Minería del año 1905, y hay que convenir que desde esas fechas a hoy día han cambiado bastante las circunstancias generales de la Minería.

Un punto importante, es el de las secciones en que se dividen las substancias minerales para aprovechamiento, en el Decreto-Ley de Bases de 1868, y que aún rigen hoy día. La división en tres secciones, tal como está dispuesto en la Legislación vigente, lo consideramos como una causa de innumerables dificultades en el otorgamiento de algunas concesiones mineras, así como crea a veces derechos, que en justicia no debían existir.

La dificultad en el otorgamiento de concesiones de substancias de la segunda sección es tal, que hace casi imposible llegar al final de un expediente de concesión de estas substancias. Nosotros en nuestra práctica profesional en Distritos Mineros, podemos decir que no recordamos haber visto llegar a la concesión de substancias de la segunda sección, teniendo que suspender antes de llegar a su término todos los expedientes incoados para obtener una concesión minera de esta clase de substancias. En reali-

dad esto es natural, considerando cómo se tienen que tramitar estos expedientes.

En primer lugar rige para ellos, como para las substancias de la tercera sección, la obligación de hacer su designación, no por líneas naturales sino por pertenencias, sin solución de continuidad y en un número mínimo de cuatro hectáreas. Basta, pues, que dentro de estas cuatro hectáreas, sin que sea posible solicitar menor extensión, haya algún terreno de dominio público, para que siendo en él las substancias de la segunda sección de aprovechamiento común, no sea posible otorgar la concesión pedida. Pero aun cuando se trate de cuatro hectáreas sin terreno alguno de dominio público, no por eso deja de ser difícilísima la concesión; en Asturias, donde la propiedad está tan dividida, en el terreno de las citadas hectáreas que se solicitan, el número de propietarios es muy grande; pues bien, basta que uno solo, aunque su propiedad sea tan pequeña como se quiera, basta, decimos, que este propietario ofrezca explotar por su cuenta en su terreno y empiece la explotación en el plazo señalado, para que tampoco pueda ser otorgada la concesión. Así, pues, en realidad para obtener una concesión de esta clase hay que avenirse con todos los dueños del terreno de lo que ha de ser concesión minera, y para eso es bastante más fácil y lógico el avenirse con los dueños del terreno en que realmente se quiera explotar, sin considerar para nada los límites rígidos de una concesión minera, y después explotar como dueño del terreno, esto es, sin necesidad de concesión alguna. Vemos, pues, que en resumidas cuentas y en la realidad, es necesaria la avenencia con el dueño del terreno y, una vez conseguida ésta, para nada se necesita obtener la concesión.

Y decimos que el dueño del terreno no necesita concesión minera, pues aunque la R. O. de 25 de Abril de 1916 dice que el dueño del terreno necesita pedir y obtener una concesión para explotar estas substancias, la R. O. de 14 de Abril de 1921 dice lo contrario, o sea, que no necesita concesión alguna y sí sólo dar conocimiento de empezar la explotación, nombre del director responsable, etc.; esta última resolución ha sido confirmada por Real orden de 23 de Marzo de 1932 y otra reciente de 1.º de Septiembre pasado.

Así, pues, consideramos que esa es la doctrina hoy vigente, pues si fuera de otro modo, ni aun el dueño del terreno, en la mayoría de los casos, podría explotar, pues necesitaría el consentimiento de los otros dueños del terreno que ocupasen las cuatro hectáreas que como mínimo tenía que pedir.

Y para dificultar más esta explotación, aunque la R. O. de 14 de Abril de 1921, expresa en su segundo considerando que el dueño del terreno puede autorizar su extracción a quien lo estime oportuno, la R. O. de 4 de Abril de 1922 resuelve lo contrario, esto es, que es un derecho personalísimo y no susceptible de ser transmitido a un tercero, el derecho del dueño del terreno a explotar substancias de la segunda sección. Esta última doctrina es sin duda la que hoy prevalece, pues así lo expresa últimamente la R. O. de 1.º de Septiembre pasado.

Pero no es esto solo, lo que dificulta la explotación de estas substancias: es también la ambigüedad de la clasificación, que hace dudosa la situación del mineral que se quiera explotar. Las tierras arcillosas son de la primera sección, y las arcillosas de la segunda; ¿dónde está la línea de separación de unas y otras? Los ocres son de la segunda sección y como los minerales de hierro son de la tercera, aunque los ocres suelen ser substancias bastante bien definidas, también esto ha dado lugar a dudas e incertidumbres de solución difícil; no basta decir que los ocres son tierras y las hematitas no lo son; aun con esta manifestación la clasificación es materia de resolución nada fácil y que se presta a numerosos litigios.

Con esto no están indicadas las cuestiones que hacen tan difícil la explotación legal de estas substancias de la segunda sección. Es bastante frecuente que al mismo tiempo se presenten en el criadero substancias de la tercera sección y entonces se necesita la declaración de si se pueden o no explotar separadamente y a la vez ambas. Y aún puede ser, y parece que éste es un caso que se está dando en la actualidad en Asturias, que el criadero se presente en unas zonas de tal modo que no se puedan explotar a la vez y separadamente ambas substancias, por venir en aquel paraje íntimamente unidos; pero en otros lugares del mismo criadero, sí puede efectuarse dicha explotación separada. ¿Cómo se resuelve esta cuestión? En la práctica no nos parece fácil una solución justa al caso.

La división en estas tres secciones está hecha con un criterio puramente mineralógico, pero sin tener para nada en cuenta el modo del yacimiento. Las substancias de la primera sección, cuyo conjunto el Decreto-Ley de Bases llama canteras, comprende por ejemplo el yeso.

En Asturias, salvo el pequeño yacimiento de yeso de Oviedo, los demás se explotan subterráneamente, estando en varias explotaciones los frentes de trabajo a bastante distancia—a algunos

centenares de metros—de la boca mina—. Y el yeso como substancia de la primera sección es propiedad exclusiva del dueño del suelo, sin que ni siquiera, como en los que pertenecen a la segunda, tengan que explotarlo por sí; así, pues, dueños de prados, se encuentran que por los planos de las labores mineras, vienen en conocimiento que en el subsuelo de dichos terrenos está situada la explotación de yeso, y a pesar de que pueda ser, y de hecho en casos que conocemos, sucede que el dueño del terreno, dada su poca extensión y situación con relación al punto de ataque, no le es posible la explotación del criadero, sin embargo basta su veto, de no acceder el explotador a las peticiones que tenga a bien hacer, para que no pueda efectuar ninguna clase de labores por profundas que sean, en la zona del subsuelo del terreno de su propiedad, pudiendo fácilmente éste hacer que quede forzosamente inexplorado un yacimiento de esta especie, pues la ley no establece diferencia alguna en lo que se refiere al punto que tratamos, entre labores a cielo abierto y subterráneas.

El espato fluor, mineral de filones, es de la segunda sección, y como viene asociado comúnmente a otros minerales de diferente sección, su explotación legal se ve dificultada por esta causa. Aquí mismo, en Asturias, no ha podido otorgarse una concesión importante pedida de esta substancia, porque la atravesaba una explanación de un ferrocarril caducado, que es terreno de dominio público; y en otro yacimiento, al hallarse en íntima conexión con el espato de Islandia (que éste sí, recientemente en disposición de 18 de Marzo de 1930, fué incluido en la tercera sección), también ha dado lugar a litigios.

¿Qué razón puede haber para esta diferencia de clasificación de estas dos substancias? Pues una petición de varios mineros, para que la fluorina fuese considerada como de la tercera sección, no fué aprobada por la Superioridad, aunque posteriormente así se ha hecho con el espato de Islandia. Y el espato fluor es un mineral filoniano, y su aplicación cuando está limpio es también, como en el caso del espato de Islandia, para la óptica.

Anteriormente, por disposición de 28 de Junio de 1924, se cambió también la clasificación de los fosfatos naturales calizos, que pasaron de la segunda a la tercera sección, fundándose en las razones evidentes de que la parcelación del terreno, siendo el dueño de éste el del subsuelo, o con derecho preferente, sería un obstáculo para la explotación y así como para que Empresas mineras acometiesen los costosos trabajos de investigación en estos criaderos, que es forzoso realizar.

La tendencia, pues, es a eliminar de las dos primeras secciones los minerales que al adquirir importancia se va comprendiendo la dificultad de una explotación racional de los mismos con la inclusión en estas secciones. Y en los casos en que se deniegan inclusiones en la tercera sección, como ocurrió en la petición hecha para que el yeso explotado subterráneamente fuera considerado como de esta última sección, no se hace definitivamente, sino que se expresa que por atendibles que sean las razones que expone el solicitante, la reforma legislativa que en su día haya de promulgarse debe constituir un conjunto armónico donde se recojan las modificaciones que estimen convenientes, siendo entonces el momento oportuno para estudiar el cambio solicitado.

Parece esto indicar que los razonamientos en que se basaba la petición eran fundados, pero que próxima una resolución, no para una substancia, sino general, y que constituyera un conjunto armónico, se retardaba hasta entonces toda disposición sobre la situación de los minerales, en cuanto a la división en secciones a que nos referimos. Pero el hecho es que, a pesar del tiempo transcurrido y sobre todo de que posteriormente se han dado disposiciones aisladas para el paso de una a otra sección de ciertas substancias (como la que hemos citado referente al espato de Islandia), nos hace temer que no se piense ya en dictar tales disposiciones, que modificando la Legislación vigente en lo que a la división de los minerales en las tres secciones y modo de otorgamiento de las concesiones de las substancias en ellos comprendidas, haga posible la explotación de ciertas substancias útiles que con la legislación actual, no pueden ser explotadas.

Y para hacer aún más difícil, por no decir imposible, el llegar a obtener un concesión minera de una substancia de la segunda sección, está la resolución de que, con arreglo al artículo octavo del Decreto-Ley de Bases, la concesión minera ha de estar precedida de la resolución del expediente de expropiación forzosa incoado a petición de la parte interesada. (R. O. de 16 de Marzo de 1912 y 2 de Agosto de 1921).

Así, pues, antes de llegar a obtener la concesión de una substancia de la segunda sección, hay que llegar a la resolución que dicha concesión comprenda.

Y con esto tocamos otro punto de la legislación vigente en Minería, que a nuestro juicio necesita una urgente modificación; nos referimos a la Ley de expropiación forzosa, Ley que conocen bien todos los mineros que han tenido forzosamente que llegar a hacer uso de ella.

No habiendo una Ley especial para la Minería, se tiene que aplicar la Ley de expropiación forzosa de 10 de Enero de 1879, dictada única y exclusivamente para su aplicación a las obras públicas y que, naturalmente, no se puede acomodar a las necesidades de la Minería. No vamos ahora a ocuparnos de las dificultades que puedan tener las Jefaturas de Minas, para hacer que los expedientes sigan los trámites que en la Ley y Reglamento de Expropiación vigentes se contienen y de las variaciones que inevitablemente tienen que hacer para adaptar una Ley dictada para casos en que de un lado está la Administración pública y de otro los diversos expropiados, para la ejecución de una obra pública carretera o ferrocarril, a los expedientes de expropiación minera, en que de un lado está un particular, el expropiante, y de otro él, y algunas veces, los expropiados. En algunas ocasiones la imposibilidad de adaptación es tan evidente, que hubo necesidad de citar disposiciones especiales. Así, exigiendo el artículo 13 de la Ley la presentación de un proyecto de las obras a ejecutar, se han dictado numerosas disposiciones contradictorias, pues en unas se dice ser necesaria la presentación de planos y Memorias de las obras, en otras se dice no ser necesaria tal presentación; en la R. O. de 16 de Marzo de 1912, que trata de esta cuestión, se expresa textualmente que “no existiendo una Ley especial de expropiación forzosa para minas, se hace preciso aplicar por extensión a la Minería la general de Expropiación dictada principalmente para la ejecución de obras públicas, originándose frecuentemente serias dificultades por esa aplicación a materia tan aleatoria e indeterminada como es la explotación del subsuelo, no siendo de extrañar que en la resolución de los expedientes aparezcan resoluciones contradictorias, como sucede, etc., etc.”

Pero no sólo existen los inconvenientes de una legislación contradictoria y en muchos puntos oscura, en la aplicación a la Minería de la Ley actual de Expropiación forzosa, sino que son tales las trabas que pone hasta llegar a poder del expropiante la finca o fincas que fueron objeto del expediente, que ya en 1912, en una Memoria de la Dirección general de Agricultura, Minas y Montes, se dice que “en los casos en que forzosamente tienen que acudir los mineros a la expropiación forzosa, es tan embarazoso el tramitar, que con arreglo a la Ley hay que seguir, facilita tales medios a la ambición desmedida o a la mala fe de los propietarios territoriales, que la mayor parte de las veces los concesionarios o explotadores de minas prefieren acceder a las atroces exigencias de aquéllos antes de acudir a ponerse al amparo de una Ley que

más bien que protectora de los intereses públicos, parece hecha con el exclusivo objeto de debilitar la acción de los mismos, poniendo dificultades al logro de lo que debería constituir el fin que a su promulgación se dirigiera. Con la actual Ley de Expropiación forzosa, bien entendida y manejada, un propietario agrícola puede impedir el trabajo en una mina o la ejecución de una obra pública, no ya durante meses, sino años, y los inconvenientes que esto lleva consigo para cualquier clase de trabajo, en el minero adquieren más relieve e importancia por la constante variabilidad de precios en el mercado de metales, de tal modo, que trabajándose una mina en un momento dado, el capital en ella empleado no sólo puede ser remunerado, sino aumentado por las ganancias, y detenido este trabajo por uno o dos años, a causa de un expediente de expropiación forzosa, cuando éste llega a terminarse, aquél puede conducir sólo a pérdidas en la explotación”

Esto dice la Memoria de la Dirección general, y nada más fuerte podríamos decir nosotros contra esta Ley, que está pidiendo urgentemente no una modificación, sino el que se dicte una nueva Ley de expropiación forzosa, para la Minería. No es, pues, extraño que en la información pública que se efectuó hace años, para la reforma de la Ley, ni una sola de las Sociedades e Ingenieros se manifestó conforme con el régimen de expropiación.

Es, pues, necesario, que se dicte una Ley de expropiación forzosa para la Minería, adecuada a las funciones que ha de llenar, y en la que dando al propietario del terreno la garantía debida, pues no se trata de desposeerle de ninguno de los derechos que en la actualidad tiene, sea sin embargo sencilla y de trámites breves y ligeros, de modo que en caso de considerarse que ha lugar a la expropiación, no sea al cabo de dos años (que es el término medio que experimentalmente he visto duran estos expedientes), cuando llegue a la posesión del terreno.

Alguna disposición hay verdaderamente rápida, y a pesar de ello dando las garantías precisas a las partes, y recordamos como ejemplo el Reglamento provisional para la indemnización de los daños y perjuicios causados a la agricultura por las industrias mineras de 18 de Diciembre de 1890. En ella se fijan normas tanto para la reclamación y avenencia, como para el justiprecio, de garantías en la defensa de los intereses de las partes, y sin embargo rápidas y sencillas.

Con un criterio análogo, aunque con la honda y natural diferencia entre los fines de este Reglamento y los de la Ley de Ex-

propiación forzosa que pedimos, podía dictarse la nueva Ley de Expropiación forzosa, en la que tuviesen confianza los mineros de llegar en un plazo aceptable, caso de haber lugar a la expropiación, a la posesión del terreno objeto del expediente.

Como conclusiones, pues, de estas notas, pedimos:

Primero. Que se modifique la clasificación de las substancias minerales que para su aprovechamiento rige hoy día y que es la hecha en el Decreto-Ley de Bases y modo de otorgamiento, bien dividiéndolas, como hace el Proyecto de Código Minero, en cuatro secciones: Piedras, menas, combustibles y aguas, susceptibles todas ellas, menos la de la última sección, en poder ser objeto de concesión, con la limitación que para las de la primera sección establece dicho Código Minero, o bien que se dividan en dos secciones, la primera correspondiendo como ahora a canteras, en la que sólo se incluyan las calizas, areniscas, pizarras, y, en general, las que sean claramente piedras para construcción, pero en las cuales la explotación se haga a cielo abierto, y otra segunda sección en la que estén comprendidas todas las demás substancias minerales y las de la primera si se explotan subterráneamente; siendo objeto de una concesión minera las substancias de esta segunda sección.

Segundo. Que se dicte una Ley de Expropiación forzosa, aplicable a la Minería, y en cuya Ley los trámites sean sencillos y rápidos, aligerando el procedimiento, de tal modo que quedando debidamente garantizados los derechos del dueño del terreno, se pueda llegar en un plazo aceptable a la ocupación, si ha lugar a ello, del terreno que se pretenda expropiar.

---



R. D E R I E G O

---

## NOTAS SOBRE DEPURACION DE AGUAS RESIDUALES DEL LAVADO DE CARBONES

### DECANTACION NATURAL

La decantación natural de las aguas es, sin duda alguna, el procedimiento más sencillo y económico, aun cuando su eficacia deje mucho que desear; sobre todo, tratándose de sedimentos arcillosos cuya naturaleza casi coloidal exige grandes superficies de decantación y condiciones muy rigurosas en cuanto a la quietud de las aguas, sin que a pesar de esto se consiga una depuración perfecta. Los sedimentos obtenidos son muy inestables; presentan una gran tendencia a volverse a mezclar con las aguas clarificadas a la menor agitación de éstas, y su extracción es difícil. Su proporción de humedad hace que aun ricos en carbón no puedan ser utilizados directamente en condiciones de economía, y como principal inconveniente, existe la falta de superficies horizontales adecuadas, donde pudieran ser construídos los grandes estanques necesarios para sedimentar, de un modo eficaz, los grandes volúmenes de aguas residuales que las instalaciones de lavado de carbones arrojan a los ríos y arroyos.

Esta clase de purificación la hemos visto empleada en la cuenca del "Rhur". La instalación, relativamente barata, pero de enormes dimensiones, depuraba o, mejor dicho, semi-depuraba 10.000 litros por segundo. Decimos que semi-depuraba, porque las aguas devueltas al río Emscher no sólo no podían considerarse limpias, sino que eran francamente sucias; la depuración no era com-

beta y sólo consistía en decantar las arenas y lodos carbonosos de mayor tamaño, que una vez depositados en otras balsas y reducida su humedad al 20-25 por 100, eran secados en hornos giratorios y utilizados para la producción de fuerza motriz en centrales termo-eléctricas.

Los estudios que sobre decantación natural hemos efectuado, nos han llevado a la conclusión de su imposibilidad práctica, a causa de los inconvenientes que hemos apuntado.

Las aguas depuradas no representaban en nuestros ensayos más de 45-55 por 100 del volumen total tratado. El tiempo empleado en obtener esta depuración era tal que, dado el volumen a depurar 45-55 litros en 1", exigía disponer de grandes extensiones de terreno; cosa prácticamente imposible, y, por último, la escasa concentración de los sedimentos obtenidos producía en posteriores decantaciones grandes volúmenes de aguas sucias que precisaban nuevo tratamiento, con lo cual la necesidad de espacio era mayor y la dificultad se hacía insuperable.

En diferentes experiencias hechas hemos llegado a obtener hasta 4 litros por segundo de agua prácticamente limpia (0'005 de sólidos en peso de 100 de mezcla) empleando para ello conos decantadores, trabajando en serie con balsas; habiendo podido comprobar de un modo terminante las grandes dificultades que en la práctica han de presentar instalaciones de esta clase (Véase Figura 1).

#### ENSAYOS PRACTICADOS CON LA PURGA DE FLOTACION CONCENTRADA EN BALSAS

|                                       | <u>Concentración</u> |
|---------------------------------------|----------------------|
| Entrada al cono... ..                 | 5'63 %               |
| Purga de id. ... ..                   | 13'76 %              |
| Entrada a 2. <sup>a</sup> balsa... .. | 3'79 %               |
| Salida de 2. <sup>a</sup> id. ... ..  | 0'015%               |
| Salida al río... ..                   | 0'005%               |

Por tratarse de aguas residuales de un lavadero de flotación que presentaban tendencia a formar espumas de difícil dispersión, se hizo preciso para evitar su mezcla con las aguas limpias, emplear la disposición representada en (A). (Fig. 1.)

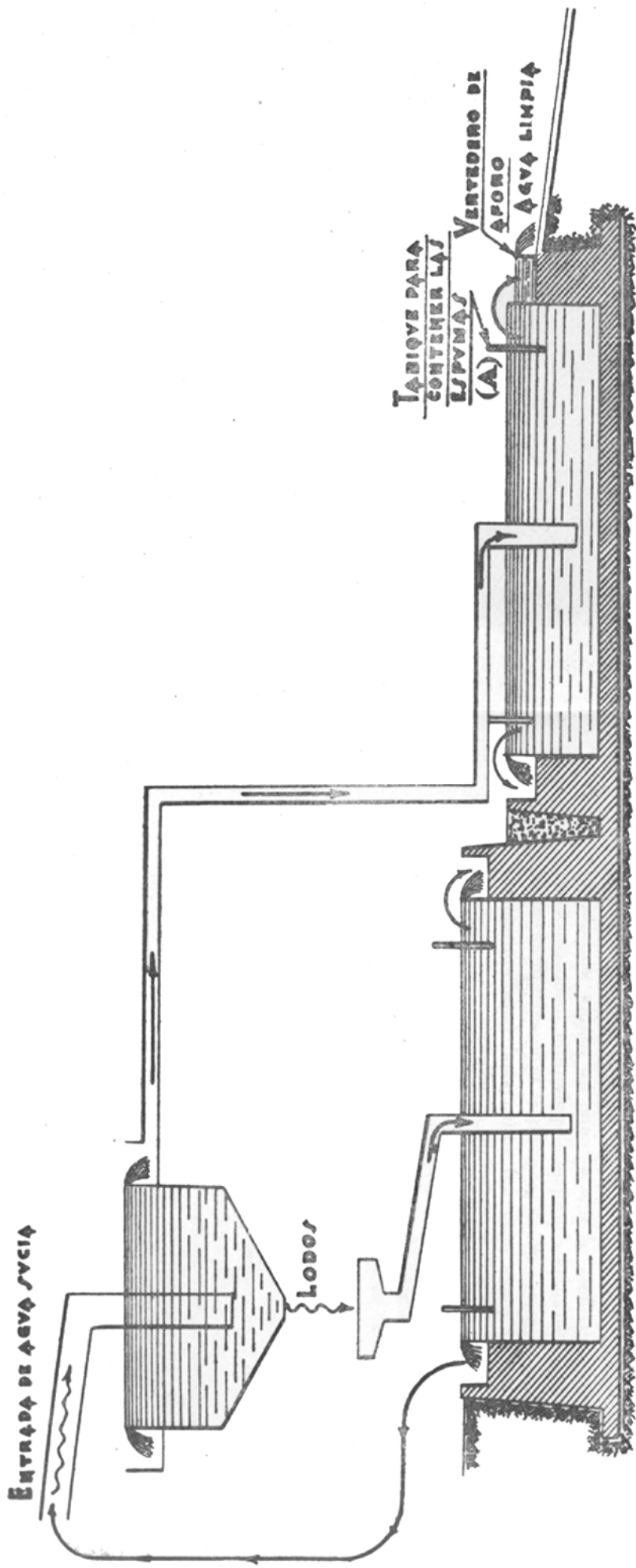


Fig. 1

## DEPURACION POR FILTRACION

La depuración por filtración tropieza con inconvenientes mayores, si cabe, que le sedimentación natural.

Las experiencias que sobre este punto hemos realizado, nos han llevado a la conclusión de la imposibilidad de reproducir las condiciones en que la filtración natural tiene lugar. La renovación de la superficie del lecho filtrante que en las corrientes naturales se verifica de un modo continuo, no pueden reproducirse de un modo ni aproximado en la filtración artificial. Por otra parte, los materiales que constituyen el filtro han de ser de precio ínfimo, y ha de poderse disponer de ellos en abundancia y ser por lo tanto de muy fácil renovación.

Prescindiendo de momento de la forma en que pueden ser empleados y de los mecanismos necesarios para su rápida y económica manipulación, podemos asegurar que los materiales ensayados por nosotros presentaron todos idénticos inconvenientes.

Las pruebas practicadas, lo fueron con objeto de determinar prácticamente el coeficiente de filtración por unidad superficial y sobre todo, la constancia o decrecimiento de esta capacidad en función del tiempo de servicio.

Considerando condición esencial la baratura de la materia a emplear, las pruebas se practicaron con escombros del lavadero, escorias, gravas y arenas del río; empleándose en todos los ensayos tanto la filtración directa por gravedad, como la filtración invertida en corriente ascendente y bajo presión, aun cuando ésta fuese moderada (un metro de columna de agua).

La filtración en todas ellas era imperfecta, pero abundante, en los primeros minutos: decrecía después, produciendo entonces agua de una transparencia completa y disminuía luego con gran rapidez, hasta el extremo de que al cabo de treinta minutos se reducida a 250 cm.<sup>3</sup> por minuto el caudal, que en la misma superficie al comenzar era de ocho litros en la misma unidad de tiempo. La razón de esta disminución era la siguiente: la escasa velocidad con que el agua corría sobre el lecho filtrante, producía un sedimento de naturaleza arcillosa que, depositado sobre la cara superior del filtro, daba lugar a la formación de un lecho de poca permeabilidad al principio, y de permeabilidad nula o casi nula al cabo de poco tiempo. El arrastre natural de este depósito, requería una fuerte velocidad en la corriente y como resultado de esto un alargamiento exagerado de los canales filtrantes y, por consiguiente, una disminución del gasto por metro cua-

drado de superficie. De no producirse este efecto de arrastre, el filtro obturado por los sedimentos arcillosos que retenía entre sus huecos, quedaba prácticamente inútil en muy escaso tiempo. Este inconveniente se presentó siempre en la misma forma, cualquiera que fuesen los diferentes materiales empleados.

En las pruebas practicadas con filtración a presión (de abajo a arriba) la sedimentación natural evitaba que estos depósitos se formasen tan rápidamente, sin que por eso se evitase del todo la formación de la capa impermeable sobre el lecho del filtro. Los sedimentos, depositándose en el fondo del recipiente o canal empleado, acababan por ocupar éste por completo y su extracción exigía suspender el funcionamiento del sistema, lo que en la práctica equivalía a tener que duplicar la superficie de filtración; inconveniente que crearía dificultades de instalación muy grandes, sobre todo como cuando ocurría en nuestro caso y ocurre casi siempre, el espacio es limitado y las condiciones de emplazamiento obligan a restricciones en lo que a longitudes y desniveles se refiere.

El empleo de estos sistemas, combinado con un cono decantador, mejoró los resultados, pues las aguas a tratar llevaban en suspensión una cantidad de materia sólida mucho menor de 4 a 5 por 100 en vez de 5 a 7 por 100; a pesar de esto, los resultados de estas experiencias no fueron nada alentadores y hacían prever grandes dificultades al tratar caudales de alguna importancia, por cuya razón no consideramos útil persistir en estos ensayos que, por otra parte, exigían, de continuarlos en mayor escala, la construcción de una instalación de coste elevado y teniendo en cuenta las pocas probabilidades de éxito que los ensayos efectuados hacían prever, suspendimos estas experiencias.

## DECANTACION ACTIVADA POR ADICION DE REACTIVOS

Las dificultades que hemos hecho resaltar en los procedimientos anteriores, pueden ser resueltas por la adición de reactivos que, acelerando la precipitación de los sólidos en suspensión, economizan el tiempo y el espacio salvando los dos principales inconvenientes que obstaculizan el empleo de ambos procedimientos.

La experiencia demuestra que la decantación natural produce difícilmente aguas limpias por existir en suspensión arcillas o compuestos arcillosos de naturaleza coloidal o semi-coloidal cuya

precipitación o sedimentación no se consigue; únicamente ciertos reactivos añadidos al agua pueden producir la precipitación completa de las partículas coloidales por un proceso de descarga, producido por los iones del electrolito añadido. Una vez descargadas estas partículas presentan tendencia a aglomerarse o reunirse en grumos o copos de gran tamaño que se precipitan en el seno del líquido con gran rapidez.

Este proceso de floculación puede ser acelerado aún más por la presencia de cuerpos no electrolitos y coloides protectores, cuya acción combinada produce una floculación fácil y por consiguiente una gran rapidez de precipitación.

No hemos de repetir aquí la enumeración de las sustancias y sales empleadas y que antes hicimos, algunas de las cuales están siendo utilizadas industrialmente en Europa desde hace algún tiempo, pudiendo citar una depuración del primer tipo en las minas de Gutenhofunghütte a base de residuos de fabricación de benzol, y como del segundo las instalaciones de la patente René A. Henry (R. A. H.) instalados en Bélgica, y alguna mina holandesa.

Emplea esta patente una mezcla de lejía de sosa con fécula de patata, trabajando con la primera solución a 80-90°, y la segunda a 5°.

Parte de la sosa produce el efecto de electrolito mientras otra parte reacciones sobre la fécula, produciendo una gelatinización que aumenta el poder de floculación y produce por lo tanto una rápida precipitación de las partículas.

Los mecanismos usados en este procedimiento son sencillos y su principal objeto es sostener la fécula o materia amilácea que la reemplace en suspensión a fin de lograr evitar la coagulación de la masa y lograr la producción de soles coagulantes en condiciones de obtener una floculación rápida.

Dado el precio que en nuestro país alcanzan la fécula y la sosa (900 y 750 pesetas la tonelada), fácil es comprender que por pequeña que sea la cantidad empleada se llegará a un precio prohibitivo para una operación de esta clase.

A pesar de haber solicitado detalles sobre el coste de este procedimiento no nos ha sido posible conseguirlo, pues su autor anunció la publicación de una Memoria, sin que hasta la fecha que sepamos, la haya llevado a cabo.

Las descripciones hechas en la demanda de patente son tan vagas e imprecisas que no permiten formarse una idea del mé-

todo en punto tan interesante como es el de rendimiento del reactivo.

Aun cuando lo considerásemos inaplicable, y con el fin de que nos sirvieran de guía en experiencia posteriores, hemos tratado de reproducir en ensayos de laboratorio este procedimiento, y a pesar de haberlo realizado en las condiciones exigidas, y variando las diferentes proporciones de los reactivos, y observado cuidadosamente las temperaturas, no hemos podido obtener una depuración satisfactoria como no sea con el empleo de tales dosis de reactivo, que descartan la posibilidad de su empleo en gran escala.

Ignoramos si este fracaso será debido a la calidad de las aguas tratadas o a un empleo defectuoso de los reactivos; pero el hecho es que las aguas obtenidas tienen una coloración pardo-rojiza muy intensa, que no desaparece ni por un reposo muy prolongado, y por otra parte, no es fácil preparar el coagulante en forma, pues su tendencia a aposarse y formar una masa es tal, que obliga a agitarlo continuamente.

Contrariamente a lo que parece deducirse del aparato industrial, hemos obtenido muy buen resultado en el Laboratorio, tratando el líquido a depurar por la sosa en frío, añadiendo después la emulsión de fécula y agitando. Procediendo en esta forma, hemos conseguido, en pequeñas cantidades desde luego, una depuración perfecta del agua, con gran rapidez.

Hemos de hacer la salvedad de que, careciendo de datos seguros, acerca de las proporciones en que han de emplearse los diferentes componentes del coagulante y habiendo procedido por tanteos, es casi seguro que a pesar de la gran cantidad de ensayos efectuados y de la constancia en los resultados obtenidos, éstos no sean los que en la práctica se obtengan debido a alguna manipulación defectuosa de los ingredientes o la calidad de las materias que el agua lleva en suspensión.

La depuración no nos ha sido posible obtenerla más que trabajando a la temperatura ordinaria, y empleando el método que antes expusimos. Los mejores resultados se obtuvieron con la proporción que se da a continuación.

#### *Composición de las disoluciones*

|                |                                  |        |     |
|----------------|----------------------------------|--------|-----|
| Fécula:        | 2 gramos en 100 cm. <sup>3</sup> | ... .. | 2 % |
| Sosa:          | 0.5 — 50                         | ... .. | 1 % |
| Agua depurada: | 250 —                            |        |     |

*Cantidades empleadas*

Sosa: 7 cm.<sup>3</sup> de solución = gramos 0'07 de sosa  
 Fécula: 10 — — — = — 0'2 de fécula

Gasto por litro... .. { Sosa: gramos 0'28  
 Fécula: — 0'8

Gasto por metro cúbico... .. { Sosa: gramos 280  
 Fécula: — 800

Las depuraciones obtenidas son buenas y rápidas (5-6), en tubo de 20 centímetros de longitud.

El precipitado ocupa normalmente un volumen de 10% del total, es pastoso y resiste bien los movimientos del tubo. Alguna vez se observan nubes de arcilla o ligero tinte rojizo en el agua. Este color desaparece por filtración sobre papel.

El agua empleada en estas pruebas fué la de la salida del río, en el desagüe de la alcantarilla general del lavadero.

DEPURACION POR LA CAL

La consideración del exceso de coste de los reactivos empleados en el procedimiento R. A. H. nos sugirió la idea de utilizar, para obtener la depuración completa, lechadas de cal por tratarse de un reactivo barato y de fácil adquisición que substituye a la sosa a nuestro juicio con ventaja, produce una decantación excelente y rápida, siendo por lo tanto de posible empleo desde el punto de vista económico, y por lo tanto hacia el estudio de soluciones fundadas en su uso encaminamos las experiencias, cuyos resultados hemos de exponer.

El fenómeno principal y que ha servido de base a todas nuestras investigaciones, es el que se describe a continuación.

Si en tubo de ensayo lleno de agua limpia se introduce una cierta cantidad de lechada o mejor papilla de cal apagada, en la proporción de  $\frac{1}{3}$  de cal y  $\frac{2}{3}$  de agua, se observa que tan pronto como la cal se pone en contacto con el agua, se producen unos copos blancos de aspecto gelatinoso, que se precipitan rápidamente al fondo, donde quedan formando un sedimento blanco y esponjoso; si en este estado de agita el tubo, los copos parecen haberse disuelto; pero bien pronto y mirando por transparencia



puede observarse que vuelven a formarse y de nuevo se repite el fenómeno. Los copos o grumos de pequeño volumen al principio aumentan de tamaño por su agregación a otros, conforme van descendiendo y este aumento de volumen acelera su marcha descendente, lográndose que la precipitación sea completa al cabo de tres o cuatro minutos. Visto el fenómeno tal como lo acabamos de describir, se comprende la ventaja de aumentar por cualquier procedimiento el grosor de estas partículas cuyo efecto mecánico es sin duda debido a englobar en su masa o retener en su superficie a todas aquellas con las que tropiezan en su carrera de descenso.

Con este fin realizamos experiencias añadiendo con la cal aserrín de madera húmedo y finamente tamizado (por tamiz número 110). Estas partículas se ve claramente que se adhieren a los copos producidos por la cal, aumentan el peso y volumen de éstas, y se obtiene una precipitación rápida y completa, sin más inconvenientes que la ligera coloración rosada que la madera comunica al agua clarificada en los tubos de ensayo, y que seguramente sería imperceptible al tratarse ésta en grandes cantidades.

Estos fenómenos han sido la base de las experiencias realizadas.

Si en lugar de emplear agua limpia empleamos aguas residuales, el fenómeno que se observa es claramente el mismo.

Apenas agitada la mezcla y dejando el tubo en reposo, se percibe con gran claridad la formación de unos grumos color gris-negro, que produce como corrientes ascendentes y descendentes en el seno de la masa líquida; a los pocos segundos se puede observar en la parte superior del tubo, una pequeña franja de un milímetro o dos de altura de agua casi limpia. La superficie de separación de esta zona es un plano horizontal muy bien marcado, y esta separación comienza a descender rápidamente con velocidad decreciente, disminuyendo el volumen del precipitado, hasta que al cabo de 8-10 minutos la velocidad de descenso es casi imperceptible y el volumen ocupado por los sedimentos se ha reducido al 10-12% del volumen primitivo del líquido, siguiendo disminuyendo hasta que al cabo de cuatro a cinco horas cesa de contraerse, quedando reducido a un 8-10% en aguas que contienen de 1'6 a 2% de materia sólida. Se observa alguna vez sobre todo si se emplea un exceso de cal, que la precipitación se produce en forma algo diferente, produciéndose copos de gran tamaño que, soldándose rápidamente, descienden con gran velocidad, aclarándose el líquido sin que hasta pasado algún tiempo se perciba con claridad la línea divisoria del agua y del preci-

pitado que se hace netamente visible, cuando ya ha reducido su volumen a un  $\frac{1}{3}$  ó  $\frac{1}{4}$  del volumen primitivo (1).

En estos casos suele quedar el agua depurada con un viso opalino, producido por el exceso de cal, puesto que da reacción alcalina y esta turbidez desaparece con la adición de unas gotas CLH diluído. Se puede observar también que casi siempre existe en la parte superior una zona de agua menos transparente que el resto del líquido, y que contrariamente a lo que ocurre en la sedimentación natural, la zona inferior es la más limpia.

El precipitado es muy estable, resiste los movimientos del tubo sin enturbiar el agua y para volverlo a mezclar con el resto del líquido, se precisa agitar éste con gran fuerza en sentido vertical y la separación del residuo es tan clara y tan neta, que en algunos ensayos hemos podido obtener al desaguar los recipientes por crificios hechos en la pared a distintas alturas, chorros de líquido en los cuales se podían recoger a voluntad muestras de aguas claras y lodos espesos; este detalle dará idea de la consistencia del sedimento y de la poca tendencia que presenta a volverse a mezclar con el agua, de donde ha sido precipitado.

En estas experiencias hemos prescindido del empleo del aserrín, pues como hemos comprobado en experiencias posteriores, su efecto se reduce a aumentar el tamaño y volumen de los copos formados por la cal y, por lo tanto, para el primer estudio no era necesario su empleo.

Las experiencias han sido realizadas siguiendo un orden determinado y han comenzado en el tubo de ensayo (60 cm.<sup>3</sup>) para continuarlas en cantidades cada vez mayores, hasta llegar a trabajar con un depósito (cono número 3 de nuestro Lavadero) de capacidad superior a *sesenta mil litros*. Se ha procurado deducir en el Laboratorio las condiciones de marcha más favorables, con vista al empleo del procedimiento en gran escala, a fin de llegar a acercarnos por lo menos a la solución completa del problema, siempre en forma económicamente realizable. Procedimientos de Laboratorio existen siempre para depurar el agua más sucia, aunque en la práctica no sean aplicables. A esta norma hemos ajustado en todo momento nuestros ensayos, abandonando aquellos métodos que podían resultar inaplicables en escala industrial.

---

(1) El empleo de sosa en gran exceso produce el mismo efecto, con la particularidad de que los copos del precipitado flotan, quedando el agua limpia en el fondo, fenómeno debido al aumento de densidad del agua.

Debemos advertir que, dadas las irregularidades inevitables en la marcha de un Lavadero, las aguas residuales no son en todos los momentos de idéntica composición. Hemos podido comprobar que existen grandes variaciones no sólo en la cantidad de materia sólida en suspensión, sino aun en la clase de esta materia, pues la diferencia de calidad de los carbones hace que unas veces las aguas estén cargadas de materias de fácil sedimentación tales, que residuos de pizarras y carbones sucios de alta densidad o por el contrario en otras ocasiones sean pobres en estos elementos, y en cambio abundan en arcillas tenues de más difícil sedimentación, a causa de sus especiales características. Esto explica las diferencias que en igualdad de las restantes condiciones, se presentan a veces en los diferentes ensayos realizados.

### PRUEBAS EFECTUADAS EN TUBOS DE ENSAYO

Después de haber efectuado un buen número de experiencias de tanteo, a fin de fijar por lo menos aproximadamente las mejores proporciones de reactivo a emplear, se realizaron una serie de ensayos comparativos, empleando en todos ellos la misma agua en calidad y volumen, y añadiéndole diferentes proporciones de lechada cal. Esta lechada se compuso con cal apagada pasada por tamiz 110 y el doble de peso de agua corriente.

Para añadirla se utilizó una probeta graduada, y la mezcla agua-cal se mantuvo constantemente agitada para evitar la sedimentación.

Se empleaban seis tubos iguales con 60 cm.<sup>3</sup> de líquido, numerados del 1 al 6; a cada uno de ellos se iba añadiendo la lechada de cal en las proporciones siguientes:

|                                    |     |     |    |    |    |    |
|------------------------------------|-----|-----|----|----|----|----|
| Tubos, número.....                 | 1.  | 2.  | 3. | 4. | 5. | 6. |
| Cantidades en cm. <sup>3</sup> ... | 1/4 | 1/2 | 1. | 2. | 3. | 4. |

La sedimentación era siempre rápida y en general buena: el tubo número 1 dió siempre agua menos cristalina que los 2, 3 y 4; y el 5 y 6 presentaban siempre turbidez debido a exceso de cal, como se comprobó por la adición de CLH. Visto que el número 2 daba el agua en muy buenas condiciones, se adoptó esta dosificación como tipo para varias series de ensayos que por este procedimiento se hicieron y en las cuales la constancia de los resultados fué tan marcada, que ninguna observación de interés pudo hacerse.

El volumen ocupado por el precipitado en los diferentes tubos, variaba según la cantidad de cal empleada, pero las variaciones eran de poca importancia; siendo en los tubos 2 y 3 en los que el precipitado se redujo al mínimo, ocupando un volumen aproximado de 9-10% del volumen total almacenado en el tubo, comprendido el reactivo.

Las muestras de cal empleada dieron en los ensayos de desecación a 100° un *seis por ciento de humedad*. La cantidad de cal empleada fué en estas condiciones y reducida a peso seco gramos 2,444.

Esta proporción, como se demostró en ensayos posteriores, pudo ser reducida considerablemente, sin perjuicio de la buena depuración.

La poca longitud del tubo de ensayo hace que parte de la cal descienda rápidamente sin producir casi efecto; siendo por lo tanto perdida para los efectos de la depuración, que es realizada por otra parte del reactivo.

Al realizar pruebas en recipiente de mayor tamaño hemos podido comprobar que, como antes decimos, la cantidad de reactivo puede ser muy disminuída sin perjuicio del buen resultado de la operación.

Empleando probetas de 250 cm.<sup>3</sup> de capacidad y dosificaciones idénticas a las de los tubos 1 y 2, se han realizado multitud de pruebas en las que los resultados han sido constantes, tanto en lo que respecta a la duración de la decantación, como en lo relativo a la limpieza de las aguas obtenidas.

Por tratarse de aguas residuales de un Lavadero de Flotación, ocurre a veces que debido a la presencia de alguna pequeña cantidad de polvo limpio de carbón y residuos de creosota y por efecto de la agitación, se forma una pequeñísima capa de espuma reteniendo estas partículas, sin que esta formación perjudique al resto del líquido, que aparece en las condiciones normales.

También se ha podido observar, a veces, la formación de una zona de agua algo rojiza en la parte superior de los recipientes. Aunque no hemos podido comprobar cuál sea la causa de esta anomalía creemos que la formación de estas zonas turbias sean debidas a defecto de la mezcla del agua con el reactivo. Hemos realizado multitud de pruebas haciendo esta mezcla con cuidado y en ninguna de ellas hemos podido comprobar la formación de esta zona de purificación defectuosa.

Como ya hemos hecho notar, la precipitación por la fécula y sosa no la hemos podido lograr en buenas condiciones, empleando los reactivos a la temperatura que el método R. A. H. exige, pero sí cuando esta mezcla se hacía a la temperatura del ambiente.

Con objeto de comprobar este extremo y de realizar ensayos comparativos de ambos métodos, se llevaron a cabo una porción de experiencias, empleando los dos procedimientos y realizándolos simultáneamente a fin de observar las diferencias que pudieran apercibirse, anotando al mismo tiempo los volúmenes ocupados por los precipitados, en los diferentes tiempos de la operación. Esta medida puede hacerse muy fácilmente debido a la claridad con que se separa el agua decantada del precipitado y el error posible queda por este hecho limitado al error de graduación y lectura.

Las probetas empleadas eran idénticas en dimensiones y graduación, pudiéndose apreciar en ellas con claridad hasta 0'5 cm.<sup>3</sup>

A continuación se dan los resultados obtenidos en cinco ensayos realizados por este procedimiento. En algunos de ellos se empleó como prueba el alumbre en pequeña cantidad, a fin de estudiar si la adición de una pequeña cantidad produciría efectos favorables.

| Tiempos | 1    |     | 2  |    | 3                                                                                                     |    | 4    |     | 5   |    |
|---------|------|-----|----|----|-------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|------|-----|-----|----|
|         | A.   | B.  | A. | B. | A.                                                                                                    | B. | A.   | B.  | A.  | B. |
| 0       | —    | —   | —  | —  | A las tres horas de reposo el volumen ocupado por el sedimento era en A y B de 24'5 cm <sup>3</sup> . | —  | —    | 500 | 500 |    |
| 1       | —    | —   | —  | —  |                                                                                                       | —  | —    | —   | —   |    |
| 2       | —    | —   | —  | —  |                                                                                                       | 70 | 130  | —   | —   |    |
| 3       | 70   | 110 | —  | —  |                                                                                                       | 60 | 110  | 135 | 300 |    |
| 4       | —    | —   | 82 | 82 |                                                                                                       | 58 | 88   | —   | —   |    |
| 5       | 58   | 87  | 62 | 62 |                                                                                                       | 48 | 76   | 100 | 200 |    |
| 6       | —    | —   | —  | —  |                                                                                                       | 47 | 70   | —   | —   |    |
| 7       | —    | —   | —  | —  |                                                                                                       | 46 | 65   | —   | —   |    |
| 8       | —    | —   | 53 | 53 |                                                                                                       | 44 | 60   | 90  | 107 |    |
| 9       | —    | —   | 50 | 50 |                                                                                                       | 42 | 58   | —   | —   |    |
| 10      | 46   | 66  | 48 | 48 |                                                                                                       | 41 | 41   | —   | —   |    |
| 13      | 42   | 58  | —  | —  |                                                                                                       |    | 37   | 51  | 72  | 85 |
| 16      | 40   | 56  | —  | —  |                                                                                                       |    | —    | —   | —   | —  |
| 18      | 39   | 53  | —  | —  |                                                                                                       |    | 34'5 | 47  | 70  | 82 |
| 20      | 38   | 51  | —  | —  |                                                                                                       |    | 34   | 36  | —   | —  |
| 23      | 36   | 48  | —  | —  |                                                                                                       |    | 32   | 42  | —   | —  |
| 26      | 35'5 | 46  | —  | —  |                                                                                                       |    | —    | —   | —   | —  |
| 28      | 35   | 44  | —  | —  |                                                                                                       |    | 32   | 38  | —   | —  |
| 30      | 34   | 43  | —  | —  |                                                                                                       |    | —    | —   | —   | —  |
| 40      | —    | —   | —  | —  |                                                                                                       |    | 29   | 36  | —   | —  |
| 45      | —    | —   | —  | —  |                                                                                                       |    | 28   | 33  | —   | —  |
| 50      | —    | —   | —  | —  |                                                                                                       |    | 28   | 32  | —   | —  |
| 60      | 29   | 32  | —  | —  |                                                                                                       |    | 28   | 30  | —   | —  |

(A). Depuración con fécula y sosa.

(B). — — cal.

### NOTAS

- (1) En las experiencias (1), (2), (3) y (4) la capacidad de las probetas eran de 250 cm.<sup>3</sup>.
- (2) En la número 5 se utilizaron probetas de 500 cm.<sup>3</sup>.
- (3) En la prueba número 1 la precipitación fué más rápida empleando la fécula.
- (4) En la prueba número 2 se empleó la cal mezclada con 1/2 gramo de aserrín.
- (5) La prueba número 3, análoga a la 2, se dejó de reposo durante tres horas. Al cabo de este tiempo el volumen del sedimento era de 24'5 cm.<sup>3</sup>.

- (6) En la prueba número 4 se añadió a la cal 0'04 gramos de alumbre.
- (7) En la prueba número 5 la depuración obtenida con fécula era incompleta.

La depuración con cal dió aguas completamente limpias. La proporción empleada corresponde 1 kilogramo por m.<sup>3</sup>.

Con los datos deducidos en los ensayos, y tomando como ordenadas los volúmenes ocupados por el precipitado y como abcisas los tiempos, se han construído los gráficos números 1, 2, 3 y 4 en los que pueden seguirse fácilmente la marcha de la sedimentación en las diferentes pruebas realizadas.

Por el mismo sistema se realizaron pruebas empleando los reactivos en seco y variando los tiempos y agitación de la mezcla obteniendo en todos ellos resultados en un todo análogos.

Pudo, sin embargo, observarse que las aguas que contienen en suspensión gran cantidad de carbón y son menos cargadas de arcilla, sedimentan más lentamente, fenómeno que tiene su explicación en el diferente modo de actuar los electrolitos respecto al carbón debido a fenómenos de *adsorción*.

---

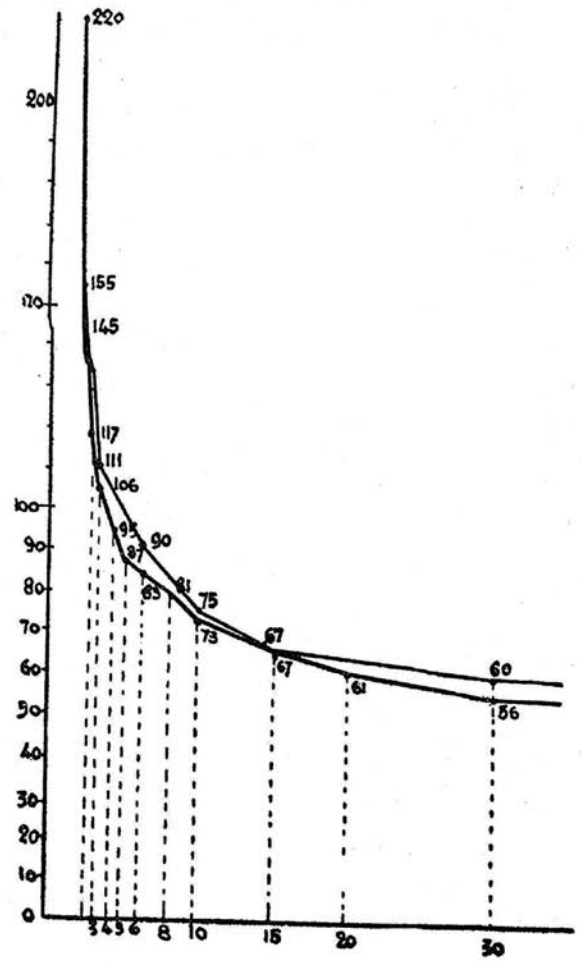
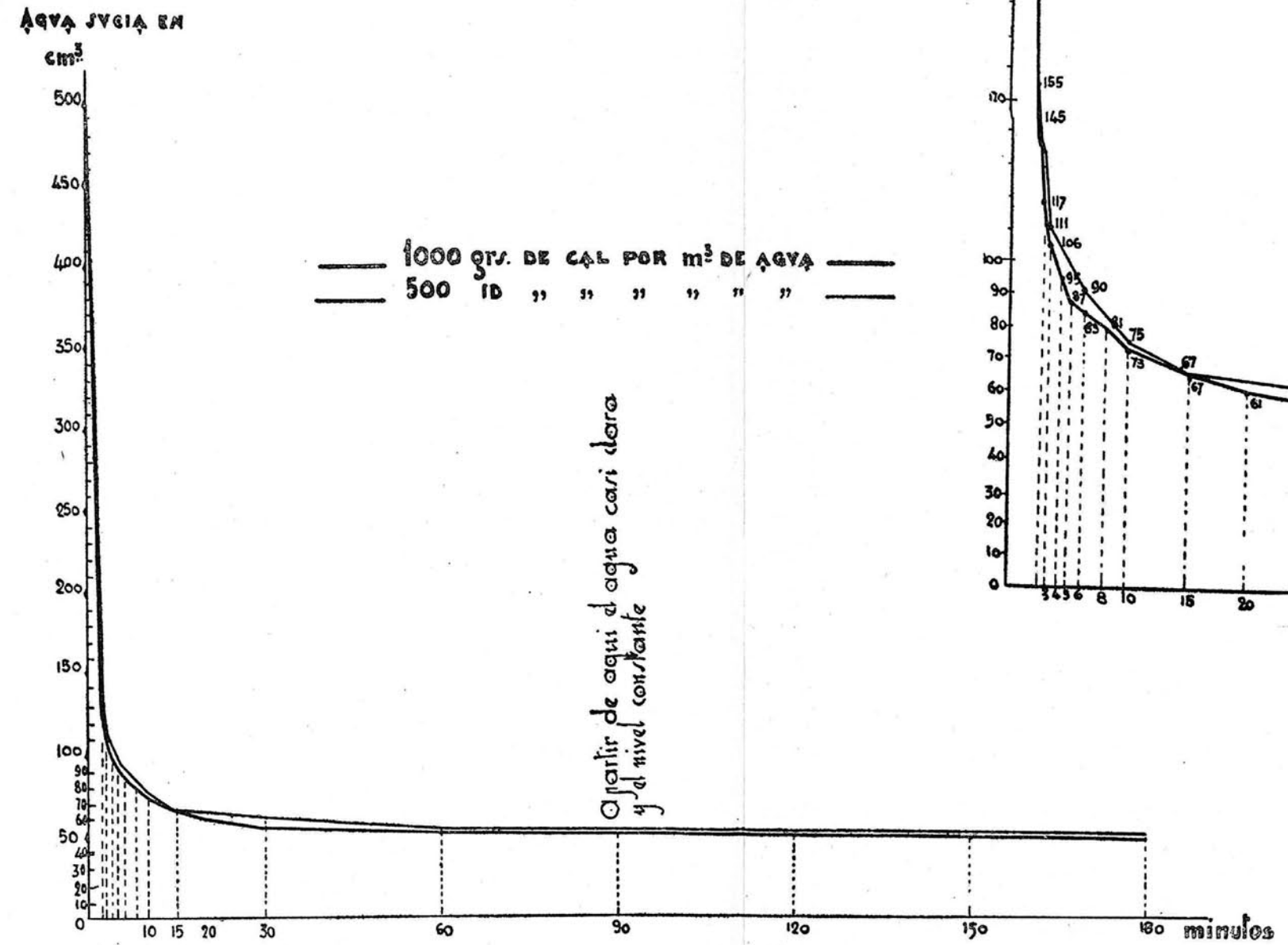
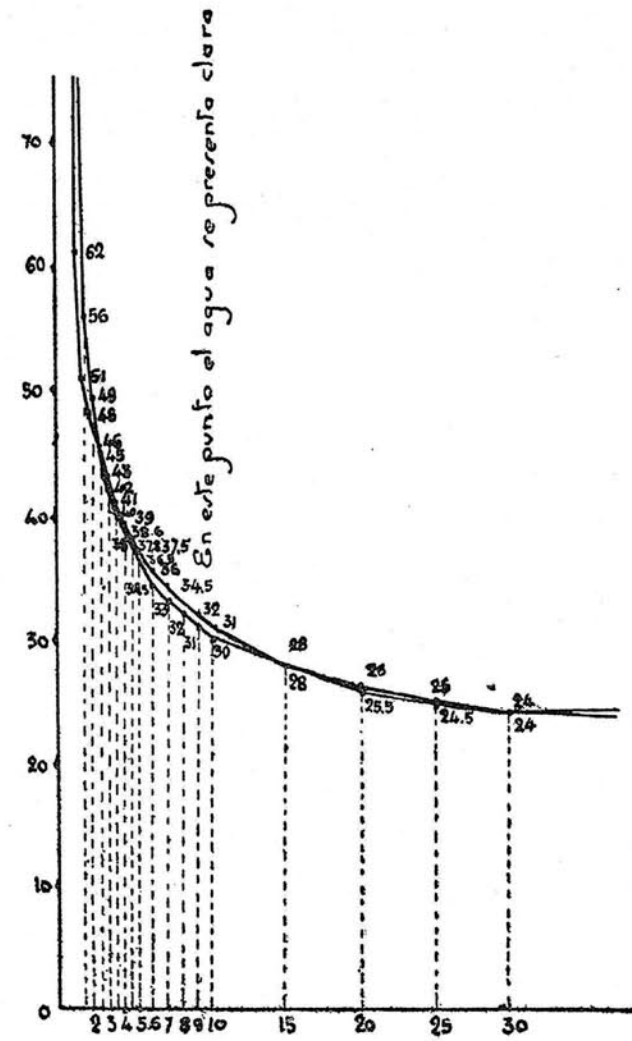
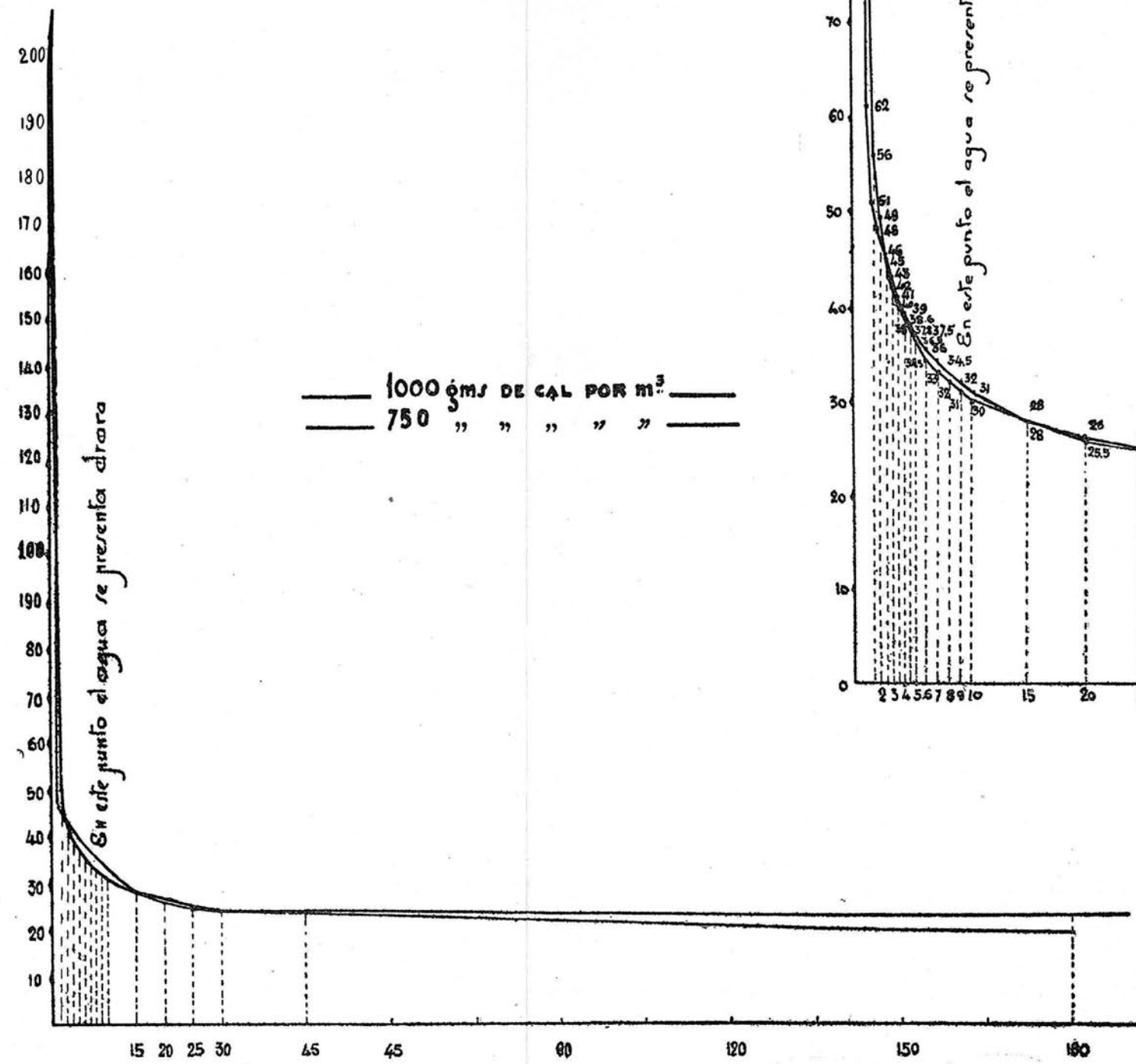
Como el objeto principal de nuestro estudio era el lograr la depuración de volúmenes grandes, continuamos las experiencias aumentando cada vez el volumen tratado, empleando recipientes cada vez mayores, habiendo realizado una gran serie de pruebas en recipientes cuyas cabidas aumentaban progresivamente en la forma siguiente:

|                                             |                           |
|---------------------------------------------|---------------------------|
| 1. <sup>a</sup> Serie con recipiente de...  | 12'500 dm. <sup>3</sup> . |
| 2. <sup>a</sup> — — — — ... ..              | 61'744 —                  |
| 3. <sup>a</sup> — — un cono decantado de... | 3407 —                    |
| 4. <sup>a</sup> — — — — — —                 | 62'175 —                  |

#### 1.<sup>a</sup> Serie.

La cal con adición de aserrín en algunas pruebas se empleó en proporciones de 1 kilogramo, 0'700 kilogramos, y 425 gramos por metro cúbico.

En las pruebas en que se empleó la cal a razón de 1 kilogramo y 0'700 kilogramos, las aguas obtenidas eran opalinas debido al exceso de reactivo, en aquellas en que se empleó en la proporción de 0'425 kilogramos por m.<sup>3</sup> se obtuvieron excelentes resultados.





La cal se empleó siempre en forma de lechada en la proporción de  $\frac{1}{3}$ Ca y  $\frac{2}{3}$  agua. El agua recuperada representaba en volumen un promedio de 87'3% de la cantidad tratada y el ensayo de las aguas tratadas dió como promedio los valores siguientes:

|                                |         |
|--------------------------------|---------|
| Aguas antes del tratamiento... | 2'7 %   |
| Aguas depuradas...             | 0'012%  |
| Cenizas del residuo...         | 30'37 % |
| Concentración de los lodos...  | 20'40 % |

Se observó en estos ensayos que es preciso agitar rápidamente al añadir los reactivos; la agitación una vez formados los copos de mezcla es perjudicial. La adición de nuevas cantidades de reactivos, cal o madera, una vez comenzada la sedimentación, es también perjudicial.

La limpieza del agua es independiente de la distancia al fondo; por lo general el agua de la parte superior es algo más sucia, debido a tener en suspensión partículas muy finas de carbón que no se sedimentan, sino por el contrario tienen tendencia a flotar.

Lo mismo que en los ensayos anteriores, los resultados obtenidos en éstos, particularmente los de los ensayos con 425 grs., fueron comprobados

posteriormente repetidas veces, y de ellos pudo deducirse que para aguas residuales de concentración comprendidas entre 1'6 y 25% los mejores resultados se obtienen empleando la cal en dosis de 450 y 650 gramos por m.<sup>3</sup> de agua a purificar, así como que la agitación producida por el trasvasado del líquido es suficiente para formar una mezcla de líquido y reactivo de suficiente homogeneidad en la práctica.

2.<sup>a</sup> Serie.

En el recipiente cuyas dimensiones se indican en el croquis, provisto de grifos a diferentes alturas para la toma de muestras,

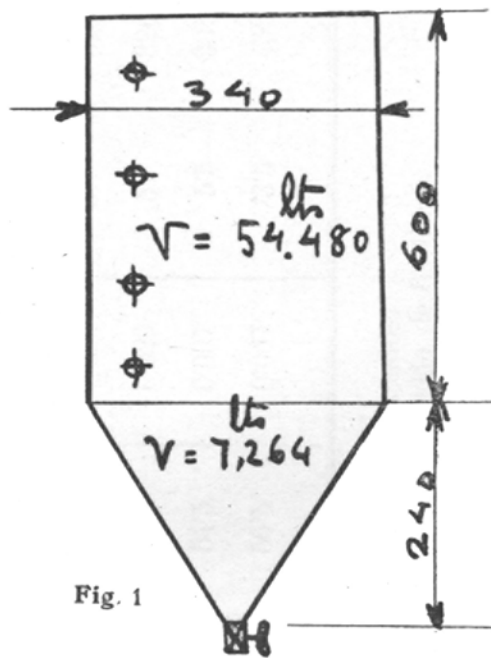


Fig. 1

se realizaron una serie numerosa de ensayos, utilizando las aguas, ya, al estado natural, ya previamente filtradas al objeto de no dejar en ellas más que aquellas partículas que por su pequeño tamaño podían considerarse como una suspensión.

Los resultados obtenidos se resumen en los cuadros que se exponen a continuación.

## ENSAYOS DE DEPURACION DE AGUAS

| Experiencias (1) | Contenido de materia sólida por litro de agua a depurar.<br>Gramos | Cantidad de cal agregada por m. <sup>3</sup> de agua a depurar.<br>Gramos | Cantidad de agua limpia obtenida al cabo de tres horas.<br>Litros | Contenido de materia sólida por litro de agua depurada.<br>Gramos | Residuo.<br>Litros | Contenido de materia sólida por litro del residuo.<br>Gramos | Depuración en cantidad.<br>% | Sólidos depositados.<br>% |
|------------------|--------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------|--------------------|--------------------------------------------------------------|------------------------------|---------------------------|
| 1. <sup>a</sup>  | 28'975                                                             | 250                                                                       | 55                                                                | 0'098                                                             | 5                  | 346'62                                                       | 91'67                        | 99'6                      |
| 2. <sup>a</sup>  | 27'235                                                             | 300                                                                       | 55                                                                | 0'020                                                             | 5                  | 326'20                                                       | 91'67                        | 99'9                      |
| 3. <sup>a</sup>  | 28'230                                                             | 400                                                                       | 54'5                                                              | 0'097                                                             | 5'5                | 307'00                                                       | 90'8                         | 99'7                      |
| 4. <sup>a</sup>  | 26'525                                                             | 500                                                                       | 56'5                                                              | 0'067                                                             | 3'5                | 453'50                                                       | 94'16                        | 99'7                      |

Resultados medios de los diversos análisis efectuados.  
La cantidad de agua tratada en todos ellos ha sido de 60 litros.  
Se agregó la cantidad correspondiente de cal en polvo, se agitó la mezcla y se dejó en reposo durante tres horas.

ENSAYOS DE DEPURACION.—AGUAS TAMIZADAS

| Experiencias.   | Cantidad de materias sólidas contenidas en el agua tratada por litro de mezcla. | Gramos | Número del tamiz empleado. | Contenido de materias sólidas en litro de agua tamizada. | Gramos | Cantidad de agua depurada obtenida a las tres horas. | Litros | Contenido de materias sólidas por litro de agua depurada. | Gramos | Residuo. | Litros | Contenido de materias sólidas por litro de residuo. | Gramos | Depuración en cantidad. | % | Deposito obtenido. | % |
|-----------------|---------------------------------------------------------------------------------|--------|----------------------------|----------------------------------------------------------|--------|------------------------------------------------------|--------|-----------------------------------------------------------|--------|----------|--------|-----------------------------------------------------|--------|-------------------------|---|--------------------|---|
| 1. <sup>a</sup> | 32'170                                                                          |        | 80                         | 31'820                                                   |        | 56                                                   |        | 0'0975                                                    |        | 4        |        | 396                                                 |        | 93'33                   |   | 99'69              |   |
| 2. <sup>a</sup> | 31'385                                                                          |        | 110                        | 29'190                                                   |        | 56                                                   |        | 0'080                                                     |        | 4        |        | 411                                                 |        | 93'33                   |   | 99'72              |   |
| 3. <sup>a</sup> | 26'010                                                                          |        | 120                        | 24'760                                                   |        | 56                                                   |        | 0'100                                                     |        | 4        |        | 320'5                                               |        | 93'33                   |   | 99'59              |   |
| 4. <sup>a</sup> | 33'360                                                                          |        | 120                        | 30'750                                                   |        | 55                                                   |        | 0'065                                                     |        | 5        |        |                                                     |        | 91'66                   |   | 99'79              |   |

Cantidad de cal: 300 gramos m.<sup>3</sup>.

Cantidad de agua tratada: 60.

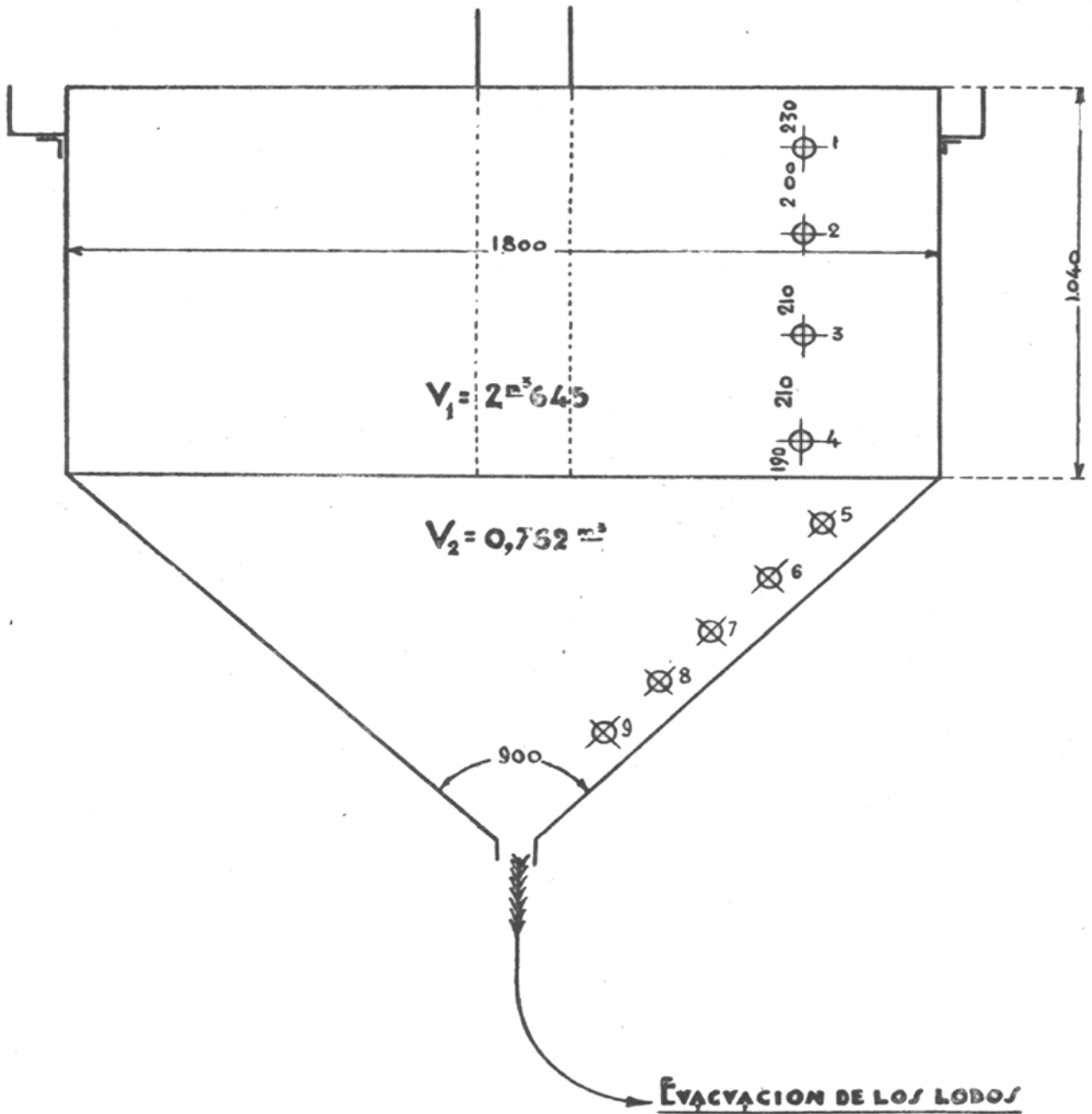
Tiempo de reposo: 3 horas. En todos los ensayos.

Una vez realizados el número suficiente de ensayos para la comprobación de los resultados obtenidos, y siempre siguiendo la marcha impuesta de ir por sucesivas ampliaciones hasta los ensayos de carácter industrial, realizamos una serie de experiencias utilizando para ellas un cono decantador de 3.153 litros de capacidad, con el cual habíamos ya realizado experiencias de depuración por decantación natural.

Por circunstancias debidas al emplazamiento, estas experiencias hubieron de realizarse con aguas procedentes de la salida inferior de los espesadores "DORR", y por lo tanto, muy cargadas de partículas de carbón y de más difícil depuración que las residuales, puesto que los sólidos en suspensión son de menor densidad y carbonosos.

A continuación damos el detalle de esta serie de ensayos para los cuales se utilizó un cono decantador cuyas dimensiones y disposición puede verse en la figura 2.

# CONO DE PRUEBA



Volumen total  $3.407 \text{ dm}^3$   
Superficie  $2.543 \text{ m}^2$

Fig. 2

El llenado del cono se hizo por un tubo descendente central, para producir el efecto de agitación; los reactivos se añadieron con la primera mitad del agua.

Las muestras se tomaban por tubos de ensayo, introducidos en la masa del líquido.

La duración de los ensayos fué variable, con objeto de comprobar la influencia del tiempo en la decantación.

*1.ª Prueba.*

|           |     |     |     |     |           |     |        |     |       |         |
|-----------|-----|-----|-----|-----|-----------|-----|--------|-----|-------|---------|
| Cal...    | ... | ... | ... | ... | 9'00 kgs. | 286 | gramos | por | metro | cúbico. |
| Madera... | ... | ... | ... | ... | 6'00      | —   | 193    | —   | —     | —       |

A los 5 minutos el agua está turbia, pero sin posos.

A los 10, 15 y 20' las muestras eran prácticamente iguales.

A los 30' la muestra media dió un residuo de gramos 0'070, en 250 cm.<sup>3</sup>, o sea de 28 gramos en metro cúbico.

El precipitado ocupaba un espacio de 0'70 de altura en el fondo cónico.

*2.ª Prueba.*

|           |     |     |     |     |            |     |        |     |       |         |
|-----------|-----|-----|-----|-----|------------|-----|--------|-----|-------|---------|
| Cal...    | ... | ... | ... | ... | 15'00 kgs. | 480 | gramos | por | metro | cúbico. |
| Madera... | ... | ... | ... | ... | 6'00       | —   | 193    | —   | —     | —       |

Clarificación muy rápida, mejor que en la anterior, a partir de los tres minutos.

Concentración de la muestra media, 0'020 gramos en 250 cm.<sup>3</sup>, o sea 20 gramos en metro cúbico.

*3.ª Prueba.*

|           |     |     |     |     |            |     |        |     |       |         |
|-----------|-----|-----|-----|-----|------------|-----|--------|-----|-------|---------|
| Cal...    | ... | ... | ... | ... | 15'00 kgs. | 480 | gramos | por | metro | cúbico. |
| Madera... | ... | ... | ... | ... | 6'00       | —   | 193    | —   | —     | —       |

Se dispusieron en el cono NUEVE tomas de prueba (Fig. 2).

|                           |     |     |                                   |
|---------------------------|-----|-----|-----------------------------------|
| A los 5' se abrió la 1... | ... | ... | } Todas ellas dieron agua limpia. |
| — — 10' — — — 2...        | ... | ... |                                   |
| — — 15' — — — 3...        | ... | ... |                                   |
| — — 20' — — — 4...        | ... | ... |                                   |

El paso de la 4 a la 5 se hizo más lentamente; a los 35' la 5 dió agua limpia, pero para obtenerla de la 6 fué preciso esperar una hora y 30'.

La velocidad de sedimentación disminuye en la parte cónica.

La cantidad de agua limpia obtenida en una hora se calculó en 2.784. La relación  $\frac{2.784}{3.153} = 0,89$ .

Los reactivos se añadieron en seco, depositándolos en el fondo del cono.

La precipitación en el tubo de ensayo de una muestra tomada al empezar la operación fué deficiente, lenta y el agua obtenida conservaba a las cuatro horas un tinte arcilloso muy pronunciado.

A las tres horas el precipitado ocupaba una altura de 52 centímetros en el cono del fondo.

#### 4.<sup>a</sup> Prueba.

La misma cantidad de reactivo.

La sedimentación fué algo más lenta que en la anterior, debido a diferencias en el agua tratada.

Los resultados han sido:

3.<sup>a</sup> prueba: entrada 7'6 kgs. m.<sup>3</sup>. Salida: 70 gms. m.<sup>3</sup>

4.<sup>a</sup> — — — 5'4 — — — 60 — —

5.<sup>a</sup> y 6.<sup>a</sup> pruebas: Las mismas proporciones.

|                    |   |                 |        |
|--------------------|---|-----------------|--------|
| Resultados..... .. | { | Entrada... ..   | 5'8 %  |
|                    |   | Depurada ... .. | 0'032% |

7.<sup>a</sup> y 8.<sup>a</sup> pruebas: Las mismas proporciones.

Se fueron abriendo las espitas empezando por la primera: a los 10' la primera inferior dió agua a los 45'.

El cono se purgó por la parte inferior repetidas veces, y esto favoreció la velocidad de sedimentación. La purga tratada con cal sedimentó lentamente, dejando agua limpia.

La depuración fué completa. La muestra se tomó a diferente tiempo, pero tomando siempre las primeras porciones de cada espita; la duración fué de una hora y 10' a una hora y 15'.

La depuración media obtenida en estas cuatro pruebas, deducidas del volumen ocupado por el precipitado, fué de 80 por 100 del volumen total.

La velocidad media de sedimentación fué de 2'5 cm. por minuto



aproximadamente, algo mayor que la observada en pruebas anteriores, debido al efecto de succión que producía al abrir el grifo inferior.

La concentración inferior, témino medio, fué de 37'5 por 100.

Esta concentración se dedujo de los volúmenes y de las concentraciones de alimentación y del agua depurada.

El resultado de esta prueba fué: { Entrada... .. 4'8 %  
Depurada... .. 0'022%

En esta experiencia se puso de manifiesto claramente la posibilidad de reducir la duración de la operación decantando de un modo continuo a favor de los grifos 12...9 las aguas limpias; de manera que dos o tres grifos estuvieron a partir de los 10 minutos desalojando agua depurada de tal modo, que al terminar la operación solo quedaron en el recipiente pequeña parte de los lodos encontrados, que eran evacuados rápidamente.

También se pudo observar que la separación de la zona de sedimento del agua era tan marcada, que los grifos de prueba pasaban casi instantáneamente de dar agua negra a darlas completamente clarificadas.

En cuantas pruebas se hicieron, se logró hacer salir por los grifos de prueba agua sucia y limpia al mismo tiempo, tan claramente separada, que en la vena líquida podían tomarse a voluntad con el tubo de ensayo, muestras de las dos clases. También se comprobó que como en los anteriores ensayos, la zona inferior del agua que está inmediata al precipitado era la más limpia.

Las muestras ensayadas han sido siempre tomadas de todos los grifos en cantidades iguales, de cada uno de ellos.

Para comprobar distintas formas de operar, se realizaron también varias experiencias en la forma siguiente:

Empleando la mismas proporciones de reactivos, se llenó el cono y se mantuvo durante una hora en reposo. Al cabo de este tiempo se abrieron simultáneamente las llaves números 1, 2, 3, 4 y 5, que dieron salida a aguas completamente depuradas; a los 70 minutos se obtuvo agua limpia en la número 5. Se abrió entonces la purga del fondo y el descenso del precipitado permitió obtener agua limpia en los grifos números 6 y 7.

La duración total de la operación, incluido el llenado y vaciado, fué de una hora y 20 minutos.

Los resultados fueron:

|                         |         |
|-------------------------|---------|
| Agua a la entrada... .. | 4'80 %  |
| — depurada... ..        | 0'012 % |
| Purga del fondo... ..   | 42 %    |

Se realizaron también varias pruebas empleando doble cantidad de reactivos. Los resultados no mejoraron en nada a los obtenidos con las dosis normales.

### ENSAYOS EN CONO NUMERO 3 DEL LAVADERO

Este cono se emplea como decantador continuo de las aguas de rebose de otros dos conos del mismo volumen, pero de cinco metros de diámetro en las que se purifican y decantan las aguas que arrastran los finos, que han de ser sometidos al tratamiento por flotación.

Se tomaron las disposiciones precisas para aislarlo del circuito de las aguas, y se emplearon en las experiencias las aguas mismas que este cono depura; es decir, aguas con concentración menor que las que han de depurarse en el tratamiento industrial. Esto constituye una desventaja, pues la menor proporción de materia sólida hace más difícil y lenta la sedimentación.

El reactivo cal se empleó en la proporción de 500 gramos aproximadamente por metro cúbico; proporción que en los anteriores ensayos parecía la más apropiada para depurar sin producir un gasto excesivo.

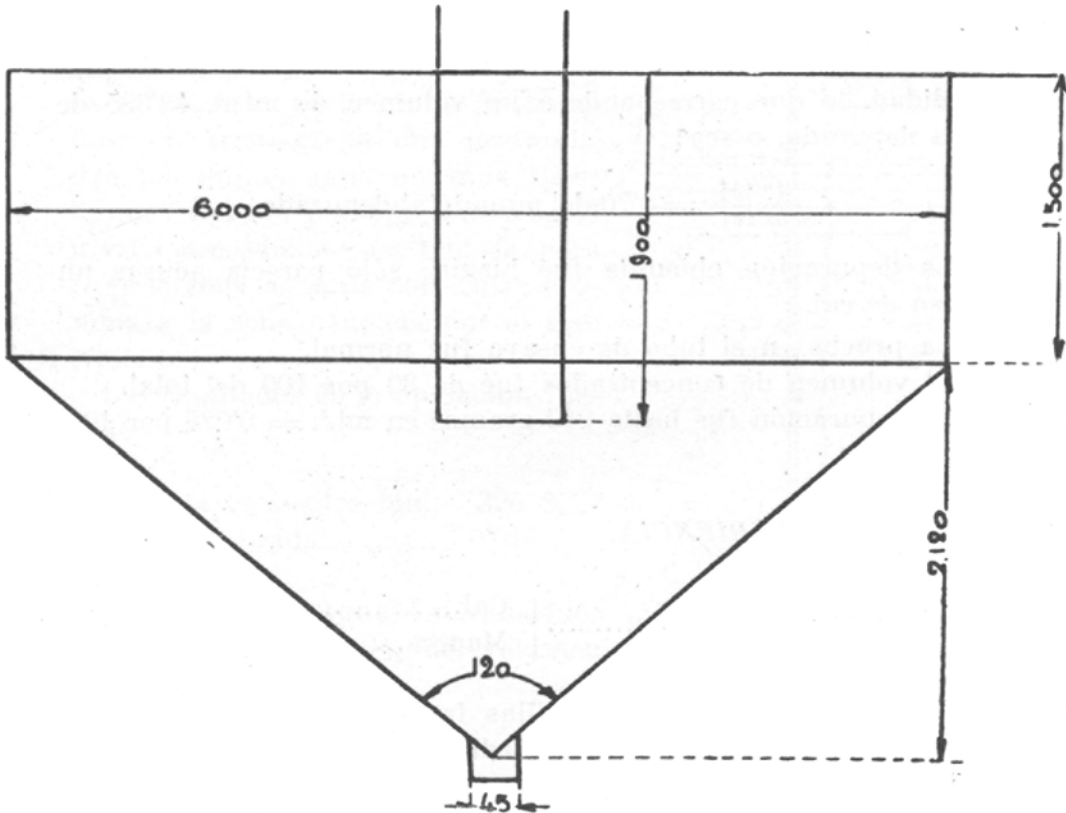
La adición de estas sustancias se hizo igualmente vertiéndolas en el canal de entrada, y dadas las dimensiones del depósito no se pudo emplear sistema ninguno de agitación, haciéndose la mezcla a favor del movimiento natural del líquido.

Difieren estos ensayos de los realizados anteriormente en un punto de importancia y es el siguiente: la capacidad del depósito exigía un cierto tiempo para su llenado, alrededor de 35' de media, y durante ese tiempo el líquido está sometido a dos acciones: una la de la corriente ascendente lenta, pero que indudablemente ha de contrariar el descenso de las partículas más tenues, y por otro lado, al efecto de la sedimentación natural que ha de ser favorable para obtener una mayor eficacia en la sedimentación de las partículas de mayor tamaño. Esto ha podido comprobarse en la práctica, pues al terminar de llenarse el cono, es decir, al comenzar a contarse el tiempo para los efectos de duración del ensayo, en todos ellos pudimos comprobar que existía una zona de

algunos centímetros de profundidad de aguas perfectamente claras, lo que prueba también que el efecto de la corriente ascensional no es tan perjudicial como a primera vista pudiera parecer, y es beneficioso en cambio, el efecto de sedimentación natural que ya en el tiempo del llenado se hace bastante apreciable.

Con los datos tomados con todo cuidado en las operaciones realizadas, se han trazado los gráficos que acompañan estas notas.

A continuación se dan los resultados de varios de los ensayos efectuados.



|                                |                        |
|--------------------------------|------------------------|
| Superficie . . . . .           | 28.270 m. <sup>3</sup> |
| Volumen de la parte cilíndrica | 42.405 m. <sup>3</sup> |
| » » cónica ..                  | 19.770 m. <sup>3</sup> |
| Volumen total . . . . .        | 62.175 m. <sup>3</sup> |

Alimentación por tubo central que descende. Méetros 1,90  
 Evacuación inferior de los lodos por un diafragma de 45 m/m.

PRIMER ENSAYO EN EL CONO NUMERO 3

|                                            |   |              |               |
|--------------------------------------------|---|--------------|---------------|
| Cantidades totales de reactivo...          | { | Cal... ..    | 30 kgs.       |
|                                            |   | Madera... .. | 10 —          |
| Cantidades por metro cúbico.....           | { | Cal... ..    | 0'482 grs.    |
|                                            |   | Madera. .... | 0'160 —       |
| Cantidad de agua por segundo (entrada).... |   |              | 28'6 litros.  |
| Duración del llenado... ..                 |   |              | 0 h. 36' 15". |

Al terminar el llenado había 0'60 mts. de agua depurada en la parte superior del depósito.

Al cabo de una hora y 26' el agua limpia alcanzó 1'60 de profundidad, lo que corresponde a un volumen de mts.<sup>3</sup>. 43'335 de agua depurada, o sea:

$$\frac{43.335}{62.181} = 0'70 \text{ del agua total depurada.}$$

La depuración obtenida fué buena: sólo parecía acusar un exceso de cal.

La prueba en el tubo de ensayo fué normal.

El volumen de concentrados fué de 30 por 100 del total.

La depuración fué hasta 240 gramos en mt.<sup>3</sup>. = 0'024 por 100.

SEGUNDA EXPERIENCIA.

|                     |   |              |         |
|---------------------|---|--------------|---------|
| La misma dosis..... | { | Cal... ..    | 30 kgs. |
|                     |   | Madera... .. | 10 —    |

Aguas procedentes de las rejillas, trabajando el Lavadero muy descargado, muy arcillosas y de sedimentación lenta y difícil.

Llenado en 30', 15".

Depuración: a 580 gramos en metro cúbico.

TERCERA PRUEBA.

CONO NUMERO 3

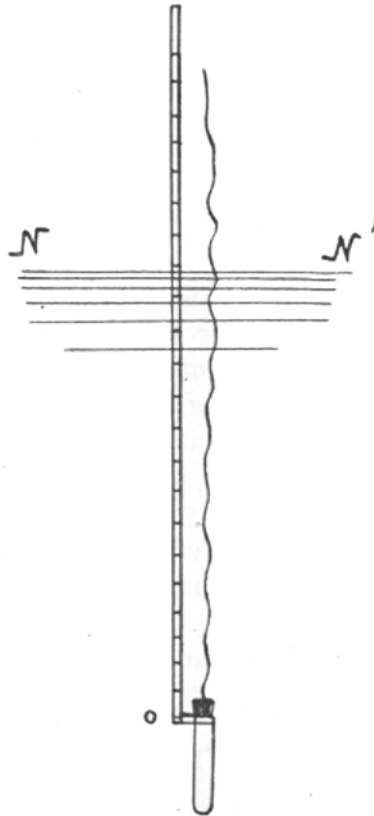
Se invirtieron 35' en el llenado del cono, o sea un aforo de litros 29'52 en 1".

|                               |   |              |          |
|-------------------------------|---|--------------|----------|
| Por metro cúbico de agua..... | { | Cal... ..    | 482 grs. |
|                               |   | Madera... .. | 160 —    |

La depuración obtenida fué muy rápida, produciéndose agua limpia desde el principio de la operación.

Las muestras se han obtenido por medio de un tubo de ensayo sujeto a la extremidad de un listón graduado, provisto de un tapón sujeto con un bramante.

Sumergido hasta enrasar el nivel NN' con la graduación marcada, se destapa el tubo que de este modo se lleva del agua que existe en el nivel que se trataba de ensayar. Las cotas se contaban a partir de la boca del tubo. Se sumergía a una profundidad tal, que el agua recogida fuese limpia; fijando por aproximación el nivel y procediendo por tanteos, para fijar la zona de agua clara más próxima a la zona ocupada por el precipitado.



Los resultados de la operación fueron:

|                         |        |
|-------------------------|--------|
| Entrada, concentración. | 320 %  |
| Agua depurada... ..     | 0'016% |

La cantidad de agua depurada fué: 42'556, ó sea el 70% del volumen total.

#### CUARTA PRUEBA.

Las mismas cantidades de reactivos.

Se mezclaron los reactivos al principio.

El llenado del cono se hizo en 32'.

El aforo dió 32'8 litros por segundo.

Los resultados a la hora y quince minutos fueron:

|                         |        |
|-------------------------|--------|
| Agua a la entrada... .. | 4'40 % |
| Agua depurada... ..     | 0'028% |
| Rendimiento... ..       | 72 %   |

## INFLUENCIA DE LA FORMA DEL RECIPIENTE

Ya hemos indicado anteriormente que en varios de los ensayos efectuados, se trató de observar si las dimensiones del recipiente tendrían influencia sobre la velocidad de decantación, y por lo tanto sobre la cantidad de agua depurada en un cierto tiempo.

Ninguna observación de las llevadas a cabo permitió apreciar variaciones que pudieran atribuirse a esta causa, pues las diferencias observadas en las distintas pruebas eran más bien debidas a las variaciones del agua sometida a tratamiento y a la diferencia en las dosis de reactivo empleado.

Sin embargo, por considerar que esta influencia si existiese era de gran importancia conocer sus efectos al tratar de proyectar una instalación industrial, realizamos algunos ensayos que nos permitieron aclarar este punto y de ellos dedujimos la consecuencia de que esta influencia o no existe, o si existe no es de tal importancia que merezca ser tenida en cuenta.

Las pruebas se realizaron utilizando para un mismo volumen de la misma agua y la misma cantidad de reactivo; vasos de diferentes formas y después utilizando una probeta de gran altura.

Si bien al principio de la operación parece haber alguna variación en la velocidad, al cabo de pocos minutos esta diferencia es nula y al terminar la operación la cantidad de agua depurada es prácticamente la misma, sea cualquiera la forma del recipiente empleado.

Los resultados se detallan a continuación:

### PRUEBAS EN RECIPIENTES DE DISTINTOS DIAMETROS

#### 1.ª Prueba.

|                              |                      |
|------------------------------|----------------------|
| Cantidad de agua.....        | 250 cm. <sup>3</sup> |
| Diámetro de la probeta... .. | 40 m/m.              |
| Diámetro del vaso...         | 65 —                 |

#### *Altura del precipitado*

|                                      |   |              |                                 |
|--------------------------------------|---|--------------|---------------------------------|
| A los 20 minutos.....                | { | Probeta..... | 60 m/m. (60 cm. <sup>3</sup> ). |
|                                      |   | Vaso... ..   | 18 —                            |
| Descenso total del precipitado... .. | { | Probeta..... | 167                             |
|                                      |   | Vaso... ..   | 65                              |

|                      |   |                    |                                          |
|----------------------|---|--------------------|------------------------------------------|
| Volumen a los 30'... | { | Probeta (medido).. | 54 cm. <sup>3</sup>                      |
|                      |   | Vaso (calculado).. | 51                                       |
| Rendimiento... ..    | { | 0'784              | Promedio ... $\frac{15'80}{2} = 79,0 \%$ |
|                      |   | 0'796              |                                          |

2.<sup>a</sup> Prueba.

Dos probetas graduadas de diferente diámetro.  
 Volumen empleado: 250 cm. (en cada uno).

*Volumen del precipitado.*

|                      |   |                    |            |                     |
|----------------------|---|--------------------|------------|---------------------|
| A los 5 minutos..... | { | Probeta ancha...   | (1) ... .. | 85 cm. <sup>3</sup> |
|                      |   | — pequeña .        | (2) ... .. | 110 —               |
| A los 10 minutos...  | { | Probeta ancha..... | (1) ... .. | 65 —                |
|                      |   | —                  | (2) ... .. | 82 —                |
| A los 15 minutos...  | { | Probeta.....       | (1) ... .. | 57 —                |
|                      |   | —                  | (2) ... .. | 62 —                |
| A los 20 minutos...  | { | Probeta.....       | (1) ... .. | 50 —                |
|                      |   | —                  | (2) ... .. | 52 —                |
| A los 25 minutos...  | { | Probeta.....       | (1) ... .. | 47'5 —              |
|                      |   | —                  | (2) ... .. | 48 —                |
| A los 30 minutos...  | { | Probeta.....       | (1) ... .. | 45 —                |
|                      |   | —                  | (2) ... .. | 45 —                |
| A los 60 minutos...  | { | Probeta.....       | (1) ... .. | 40 —                |
|                      |   | —                  | (2) ... .. | 36 —                |

El rendimiento en agua limpia fué:  $\frac{205}{250} = 0'82$

La precipitación parecía más rápida al principio en la probeta ancha; pero esta diferencia disminuye hasta el final, en el cual el precipitado está más comprimido en la probeta estrecha que en la ancha.

El agua obtenida es idéntica en ambos casos. Parece obtenerse el resultado de que no hay una relación muy clara entre el resultado y las dimensiones del recipiente. El volumen del precipitado está comprendido entre el 18 y el 20 por 100 del volumen de agua tratada. La concentración de las aguas depuradas varió de 2 a 4 por 100.

Parece deducirse de los ensayos efectuados que la velocidad de descenso del precipitado es tal, que los volúmenes de agua depurada en un cierto tiempo son iguales cualquiera que sea la

forma del recipiente empleado, así como el volumen final que ocupa el precipitado. De no ser así, se comprende la importancia que la forma del recipiente pueda tener ya que a velocidades iguales convendría, como es lógico, emplear depósitos de gran superficie y poca altura, que produciría un máximo de agua depurada a igualdad de las demás condiciones.

Se observa, sin embargo, que las paredes ejercen influencia sobre la sedimentación por la disminución de velocidad que el rozamiento sobre ellas produce. Será por lo tanto ventajoso el empleo de secciones circulares, a fin de reducir a igualdad de volumen este efecto perjudicial.

### ESTUDIO DE LA VELOCIDAD DE DECANTACION

Con objeto de poder trazar las curvas que diesen idea de la variación de la velocidad de decantación se realizaron medidas utilizando una probeta de 605 m/m. de altura, y tratando en ella las aguas con las mismas proporciones de reactivos que en las pruebas anteriores; con los datos obtenidos y que se dan a continuación, se trazaron curvas cuyas ordenadas eran las velocidades medias y cuyas abscisas eran los tiempos.

#### *Experiencia de una probeta alta*

Altura de la probeta..... 605 m/m.

Profundidad del precipitado y medida hasta la superficie del agua:

|       |            |       |     |     |        | <i>Velocidades de descenso</i> |       |       |         |
|-------|------------|-------|-----|-----|--------|--------------------------------|-------|-------|---------|
| A los | 5' ... ..  | 19'00 | cm. | 1.º | ... 5' | .....                          | 19    | ..... | Vm. 38. |
| —     | 10' ... .. | 32'50 | —   | 2.º | ... 5' | .....                          | 13'50 | ..... | Vm. 27. |
| —     | 15' ... .. | 38'50 | —   | 3.º | ... 5' | .....                          | 6'00  | ..... | Vm. 12. |
| —     | 20' ... .. | 41'50 | —   | 4.º | ... 5' | .....                          | 3'00  | ..... | Vm. 6.  |
| —     | 25' ... .. | 44'50 | —   | 5.º | ... 5' | .....                          | 3'00  | ..... | Vm. 6.  |
| —     | 30' ... .. | 46'50 | —   | 6.º | ... 5' | .....                          | 2'20  | ..... | Vm. 4'4 |

La altura del precipitado sobre el fondo a los 30' fué de 126 m/m., y por lo tanto el volumen ocupado al cabo de este tiempo es algo superior al 20 por 100, pero se trataban aguas con gran concentración.

Al cabo de cuatro horas, la altura del precipitado era de 85 m/m. y a partir de este tiempo no se pudo comprobar a la vista dimensión de ninguna clase.



Al cabo de cinco días la altura del precipitado fué de 73 m/m. El rendimiento en agua depurada fué el 79 por 100.

#### EMPLEO DE LAS AGUAS DEPURADAS EN LOS APARATOS DE FLOTACION

La utilización en ciclo cerrado de las aguas purificadas que necesariamente han de llevar después del tratamiento una proporción de cal mayor de la corriente, podría presentar ciertas dificultades en los aparatos de flotación, y este inconveniente, si llegase a existir, impondría la obligación de hacer alguna modificación en el circuito de circulación de las aguas a fin de evitarlos.

Con objeto de estudiar cuál pudiera ser el comportamiento de estas aguas en el proceso de flotación, llevamos a cabo una serie de pruebas en el aparato de laboratorio cuyos resultados promedios se dan en los resúmenes que se estampan a continuación, en las que se emplearon creosotas de diferente procedencia.

A

| Experiencias | Cantidad de carbón tratada Gramos | Cantidad de creosota GAMMA añadida | Peso neto obtenido Gramos | Rendimiento en peso % | Cenizas % | Clase de agua empleada                                                                |
|--------------|-----------------------------------|------------------------------------|---------------------------|-----------------------|-----------|---------------------------------------------------------------------------------------|
| I.           | 500                               | 0'50 cc                            | 221                       | 44'20                 | 14'25     | Agua natural.                                                                         |
| II.          | 500                               | 0'50 cc                            | 224                       | 44'80                 | 12'50     | Agua depurada en tres horas con 300 grs. de cal por m <sup>3</sup>                    |
| III.         | 500                               | 0'50 cc                            | 218                       | 33'60                 | 12'50     | Natural con 150 grs. de cal por m <sup>3</sup>                                        |
| IV.          | 500                               | 0'50 cc                            | 62                        | 12'40                 | 11'50     | Depurada en tres horas con 1 kg. de cal por m <sup>3</sup>                            |
| V.           | 500                               | 0'50 cc                            | 83                        | 16,60                 | 11'50     | Depurada en tres horas con 1 kg. de cal por m <sup>3</sup> y empleada a las 48 horas. |
| VI.          | 500                               | 0'50 cc                            | 235                       | 47'00                 | 14'25     | Natural con 75 grs. de cal en m <sup>3</sup> .                                        |

B

| Experiencias | Cantidad de carbón empleada Gramos | Clase y cantidad de creosota B. B. | Peso neto Gramos | Rendimiento en peso % | Cenizas % | Agua empleada                                                                      |
|--------------|------------------------------------|------------------------------------|------------------|-----------------------|-----------|------------------------------------------------------------------------------------|
| I.           | 500                                | 0'50 cc                            | 324              | 64'80                 | 11'87     | Agua natural.                                                                      |
| II.          | 500                                | 0'50 cc                            | 333              | 66'60                 | 12'50     | Depurado obtenido al cabo de tres horas con 300 gramos de cal por m <sup>3</sup> . |
| III.         | 500                                | 0'50 cc                            | 305              | 61'00                 | 11'75     | Depurado en tres horas con 500 grs. de cal por m <sup>3</sup> .                    |
| IV.          | 500                                | 0'50 cc                            | 308              | 61'60                 | 11'00     | Natural con 200 grs. de cal por m <sup>3</sup> .                                   |
| V            | 500                                | 0'50 cc                            | 275              | 55'00                 | 12'50     | Natural con 50 grs. de cal por m <sup>3</sup> .                                    |

**Resumen de los ensayos efectuados sobre muestras de lodos**

**LAVADO POR FLOTACION.—C**

| Cenizas           | LAVADO POR FLOTACION |         |                   | Cenizas de la purga | OBSERVACIONES                                                                  |
|-------------------|----------------------|---------|-------------------|---------------------|--------------------------------------------------------------------------------|
|                   | Cenizas              | Tiempo  | Aceite            |                     |                                                                                |
| 32'00             | 16'00                | 4 mtos. | 2 cm <sup>3</sup> | 75'62               | La cantidad tratada en cada ensayo fué de 10 kgs.                              |
| 27'50             | 16'87                | 4 »     | 2 »               | 58'25               |                                                                                |
| 35'62             | 18'50                | 5 »     | 2 »               | 68'12               | Las concentraciones se dan en tanto % en peso de materia sólida seca.          |
| 33'00             | 21'25                | 7 »     | 2 »               | 59'50               |                                                                                |
| 27'25             | 19'00                | 4 »     | 2 »               | 64'37               | El aceite empleado fué el que se usa normalmente en el lavadero por flotación. |
| 32'20             | 23'00                | 5 »     | 2 »               | 59'50               |                                                                                |
| P R O M E D I O S |                      |         |                   |                     | Creosota fenolada de Duro-Felguera.                                            |
| 31'26             | 19'10                | —       | —                 | 64'22               |                                                                                |

De los resultados promedios obtenidos parece deducirse que el empleo de las aguas depuradas con una cantidad de cal no superior a 0'300 kgs. por m.<sup>3</sup> no presenta inconvenientes de ninguna clase; el lavado se lleva a cabo en buenas condiciones de rendimiento.

Las pruebas efectuadas con un exceso de cal en las aguas dieron como resultado un mal aprovechamiento del carbón, si bien el producto obtenido fué más limpio que en las pruebas realizadas con agua natural.

La variación que la influencia de un exceso de cal pueda tener en el lavado puede explicarse por el distinto grado de acidez de las creosotas, que emplea en su neutralización, cantidades diferentes de cal y aun en la diferente composición de los aceites empleados que, dada su complejidad, puede por combinaciones diferentes hacer variar la cantidad de cal libre en el agua.

Es éste un punto interesante y que habría que estudiar prácticamente puesto que, dados los grandes volúmenes de agua que se mantienen en circulación en los lavaderos, es difícil calcular

el grado de alcalinidad que éstas pudieran llegar a adquirir en sus sucesivas depuraciones, teniendo en cuenta la aportación de aguas limpias que necesariamente hay que llevar a cabo para compensar las fugas y pérdidas inevitables en las operaciones de lavado.

---

Lo expuesto no constituye, como dijimos al principio, una solución del problema; creemos sin embargo que por este camino es posible llegar a ella en términos que sean económicamente admisibles y prácticos. Por esta razón prescindimos en estas notas de todos aquellos trabajos de laboratorio de gran interés por cierto que sobre este punto se han realizado en diversos sitios, y de las consideraciones a que se prestan las diferentes teorías hoy admitidas para la explicación de fenómenos tan interesantes y complejos como aquellos que se observan en el estudio científico de los fenómenos de precipitación, de las partículas coloidales o semi-coloidales.

---

Existe un punto, a nuestro juicio, de gran interés y cuyo estudio detenido complementaría el que hemos esbozado y es el relativo al empleo de los lodos que como sub-producto de esta operación se obtienen.

Los estudios que sobre su composición hemos realizado revelan se trata de una mezcla de carbones de alta densidad (+ de 1'45) ricos en fuseno, íntimamente mezclados con arcillas y detritus. Su enriquecimiento por flotación lo juzgamos imposible después de haberlo intentado repetidas veces y por diferentes métodos (Véase el cuadro C).

Su porcentaje de cenizas es de una regularidad notable. Cuantos ensayos hemos practicado nos han dado, casi siempre, cifras comprendidas entre 28 y 33 por 100 aun cuando procediesen de muestras de aguas tomadas en diferentes puntos del Lavadero y en épocas muy distintas. Una muestra promedio de las obtenidas en diferentes operaciones dió el siguiente resultado:

|               |       |                          |
|---------------|-------|--------------------------|
| Cenizas... .. | 30'84 | } 5.635 calorías Malher. |
| Azufre... ..  | 0'962 |                          |
| C a O ... ..  | 1'62  |                          |

Estos finos no dejan residuo sobre tamiz de 200 mallas.

El estado de finura en que se obtienen, su porcentaje de cenizas, y su poder calorífico de 5.600 calorías, creemos que los haría aprovechables una vez secos para su utilización en hogares de carbón pulverizado, evitando su tamaño, el empleo de molinos y pulverizadores, máquinas de costosa instalación y entretenimiento, y cuyo consumo de fuerza es uno de los factores de importancia en instalaciones de esta índole.

El porcentaje de C a O es debido a la cal empleada en el tratamiento y cuya mayor parte se precipita con los lodos.

La aplicación industrial de estos residuos podría reducir y aun anular el coste de las operaciones de depuración, y por esta razón hemos creído interesante hacer resaltar este aspecto del problema.

---

ANGEL R. TEJADA

---

## INSTALACION DE APILE Y CARGUE DE CARBONES EN BOCA-MINA

---

Aunque son muchísimos los sistemas y aparatos que pueden emplearse para efectuar las operaciones de apile y cargue de carbones en los cargaderos de las explotaciones mineras, sólo he de considerar los más usuales o aquellos que, no siéndolo, deben llegar a implantarse por reunir las condiciones esenciales a estas instalaciones, a saber: gran capacidad, rapidez y economía en las diversas operaciones; no entrando a describir tampoco aparatos aislados, empleados muy frecuentemente (pequeñas cintas elevadoras, cadenas de canjilones, etc.), pues ellos siempre actúan para mover tonelajes reducidos, y por tanto no deben ser considerados más que como elementos complementarios y auxiliares de estas instalaciones. Fijaré especialmente los gastos de primera instalación, los de conservación y entretenimiento, amortización, etc., para de ellos deducir el precio de coste por tonelada apilada y cargada y así llegar a las deducciones de orden práctico, que es el fin primordial de los trabajos de un Congreso de Ingeniería.

Cuatro son los procedimientos o sistemas que he de considerar.

Primero. El sistema manual.

Segundo. El de depósitos-fosas con medios de apile y cargue mecánicos móviles.

Tercero. El de depósitos-tolvas de tipo fijo y en que el carbón debe apilarse y cargarse sólo por gravedad.

Cuarto. El de tolvas.

### SISTEMA MANUAL.

Para alcanzar todos los extremos necesarios que debe abarcar el método, tendremos presente:

El transporte desde el lavadero al cargadero de los carbones lavados y de la clase denominada "Cribado".

Para ello desde las tolvas en que se depositan los productos lavados, utilizando vagonetas basculadoras o de descarga automática se conducen por una vía montada sobre puentes hasta el lugar del cargadero donde han de ser apilados. Estos cargaderos (Figura 1), consisten en una plaza-depósito con el suelo de tierra u hormigón. El nivel del mismo con relación a la vía del ferrocarril es de unos 2,70 metros más alto que el carril de aquél, lo cual sirve para cargar los vagones con facilidad, lo mismo cuando se hace a pala que con carretillo. En el sentido longitudinal lleva la solera de dicha plaza el mismo nivel que suele tener la vía del ferrocarril, en el cargadero; es decir, aproximadamente el 1 por 100, pendiente suficiente para la salida automática de los vagones cargados.

En el sentido transversal, cuando en el cargadero sólo se dispone de una vía, lleva también una ligera pendiente de un 0,50 por 100, cuyo objeto es dar salida al agua de lluvia o que acompaña a los productos lavados y facilitar el cargue, cuando se hace con carretillos. En este sentido transversal el ancho oscila entre un mínimo de 12 a un máximo variable que dependerá del sitio que se disponga y del carbón que precisaremos apilar.

La vía mencionada anteriormente y que sirve para efectuar el apile, va montada sobre unos caballetes de madera o de hierro, de tal forma que resulte el apile por gravedad lo más completo posible; para lo cual, una vez fijada la altura o desnivel que debe existir entre la solera de la plaza y dicha vía que ha de marchar a nivel cerrado y cuya altura no debe ser inferior a 3,50 ni superior a 6 metros, y partiendo de que en el encuentro de las vías de productos lavados con la general de apile sobre la plaza sea de 3,50 y que todo el cargadero se encuentre a un solo lado, al final de la plaza y considerando una longitud de 125 metros, tendremos una altura de 4,75 a la terminación del depósito-plaza; partiendo del inicial de 3,50 ello nos da una serie de alturas variables entre esos extremos de 3,50 y 4,75. En las más bajas se deberá apilar con preferencia el cribado y galleta y en las más altas el menudo y granza, si otras razones más poderosas no aconsejan invertir la colocación.

La separación de la vía de apile mencionada con relación a la arista del muro longitudinal, o mejor, la línea ideal de descarga de los volquetes que apilan el carbón debe ser el encuentro del plano horizontal correspondiente al nivel que se marque con relación a la plaza con el correspondiente al del talud natural del carbón; es decir, con el plano que, conteniendo la arista superior del muro, forma un ángulo de  $45^\circ$  con el horizontal. La línea de descarga de los volquetes se halla, aproximadamente, a 0,80 del eje de la vía por lo cual ya tenemos los datos para fijar la altura y posición de los puentes de apile.

Cuando la topografía del terreno lo permita y la capacidad horaria de cargue ha de ser preferida a la capacidad total de apile, estos cargaderos llevan otra vía del f. c. general, con lo cual la línea de cargue se duplica (Fig. 2).

#### OPERACION DE APILE.

Dos fases hemos de tener presentes en esta operación:

Primera. Aquella en que los carbones se almacenan sobre la plaza única y exclusivamente por la gravedad.

Segunda. Cuando el apile ya es preciso efectuarlo a paleos.

En la primera fase el peón que conduce las vagonetas abandona el carbón en el sitio previamente designado para la clase de que se trata. Cuando ya se halle constituido el prisma máximo de apile por gravedad, es cuando ha de comenzar la segunda fase, y para ello sobre unos tableros situados en el montón de carbón apilado y algo más bajos que la vía de los puentes para facilitar la descarga, se volcarán las vagonetas y da comienzo el apile a mano. En la cuenca de Langreo esta operación, así como el cargue, es efectuada por mujeres, cuyo rendimiento en estos trabajos no es inferior al de peones. En la figura 3 se ven las distintas zonas que pueden irse formando al apilar el carbón, y ellos se han marcado, señalando un radio de acción a cada paleadora de 2 metros en sentido horizontal y ascendiendo 0,70 sobre el nivel que se halla colocada, pues ello responde con bastante exactitud a lo que la práctica nos enseña.

#### CARGUE.

En esta operación debemos considerar tres fases, a saber:

Primera. *El cargue directo*; es decir, cuando las vagonetas



Basculadoras vuelcan sobre las rampas colocadas entre la vía de apile y los vagones de carga, recibiendo éstos directamente el carbón.

Segunda. *El cargue de pila.* Existen aquí dos zonas de cargue: la primera es, cuando con un solo paleo el carbón es llevado desde la plaza al vagón; la segunda, cuando se precisan más de un paleo para alcanzar el cargue. En cada caso el coste es distinto, como consecuencia de una menor capacidad. También en los gráfios que unimos al trabajo están fijadas las zonas que acabo de señalar (Fig. 4).

Descrito en qué consiste el cargadero o depósito y cómo se efectúan las operaciones de apile y cargue en sus diversas fases o etapas, pasemos a estudiar los costes respectivos, para lo cual hemos tomado como tipo de comparación un grupo con producción de 100.000 toneladas y la siguiente proporción de clases:

|               |     |                  |
|---------------|-----|------------------|
| Cribado... .. | 22% | 22.000 toneladas |
| Galleta... .. | 13% | 13.000 —         |
| Granza... ..  | 16% | 16.000 —         |
| Menudo... ..  | 49% | 49.000 —         |

Pongamos ahora los % aproximados que se cargan directamente y que se apilan por gravedad y paleos, pudiendo considerarse como aproximados y como media los siguientes:

- 10% para cargue directo.
- 70% para apile por gravedad.
- 20% para apile por paleo,

que repartido por clases será:

|                     |              |                            |
|---------------------|--------------|----------------------------|
| Clase cribado... .. | 2.200 (10%)  | a cargue directo.          |
| — — ... ..          | 15.400 (70%) | que se apila por gravedad. |
| — — ... ..          | 4.400 (20%)  | que se apila por paleo.    |

#### APILE POR GRAVEDAD.

Suponiendo un recorrido medio de 60 m., un peón con una vagoneta basculadora de 750 kgs. de capacidad, marchando sobre vía bien sentada a nivel cerrado puede transportar seis toneladas en una hora.

Siendo el jornal de 8,50 pesetas le corresponden por hora 1,0625, y por tanto el precio de la tonelada apilada por gravedad será:  $\frac{1.0625}{6} = 0.18$  ptas.

Siendo la cantidad apilada por este procedimiento:

15.400 de cribado  
 9.100 de galleta  
 11.200 de granza  
 34.300 de menudo

con un total de 70.000 toneladas, el coste total de este apile será:

$$70.000 \times 0.18 = 12.600 \text{ pesetas.}$$

### APILE A PALEOS.

Tomando la media de resultados obtenidos por la práctica, una mujer, a paleo y elevando el carbón a 0,70 de altura, puede apilar en una hora:

|                  |                     |   |   |
|------------------|---------------------|---|---|
| De cribado... .. | 2,08 toneladas-hora |   |   |
| De galleta... .. | 2,34                | — | — |
| De granza... ..  | 2,48                | — | — |
| De menudo... ..  | 2,89                | — | — |

Siendo el jornal de mujer, paleando, 7 pesetas, corresponde por hora  $\frac{7}{8} = 0,875$  pesetas, y por tanto se tendrán los costes horarios siguientes:

|                               |                                                            |
|-------------------------------|------------------------------------------------------------|
| $\frac{0.875}{2.08} = 0.42$ , | coste de apile a paleo de una tonelada de <i>cribado</i> . |
| $\frac{0.875}{2.34} = 0.38$ , | — — — — — <i>galleta</i>                                   |
| $\frac{0.875}{2.48} = 0.35$ , | — — — — — <i>granza</i> .                                  |
| $\frac{0.875}{2.89} = 0.30$ , | — — — — — <i>menudo</i> .                                  |

Y el importe total de las toneladas apiladas por paleo será:

|                  |                                                         |
|------------------|---------------------------------------------------------|
| De cribado... .. | 4.400 a 0,42 = 1.848 pesetas                            |
| De galleta... .. | 2.600 a 0,38 = 988 —                                    |
| De granza... ..  | 3.200 a 0,35 = 1.120 —                                  |
| De menudo ... .. | 9.800 a 0,30 = 2.940 —                                  |
|                  | <hr/>                                                   |
| Total... ..      | 20.000 <span style="float: right;">6.896 pesetas</span> |

El precio del transporte para el apile del carbón por paleo es idéntico al que hemos calculado anteriormente para el apile por gravedad; es decir, 0,18 pesetas en tonelada, pues las condiciones de descarga son las mismas. Por tanto las 20.000 toneladas que han de ser apiladas por paleo suponen por transporte:  $20.000 \times 0,18 = 3.600$  pesetas.

*Resumen del coste de apile (calculado sobre 100.000 toneladas)*

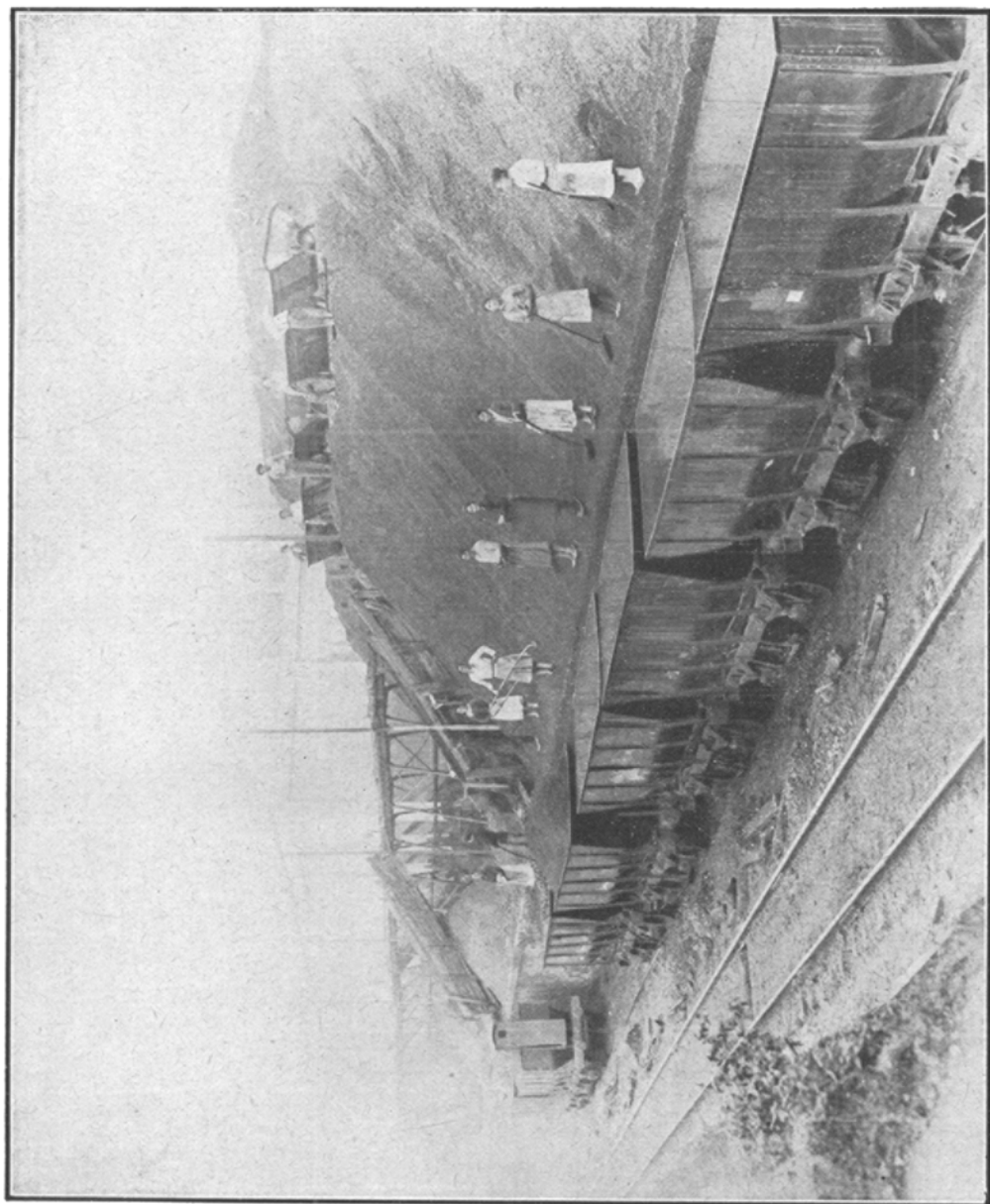
|                                                           | PESETAS |
|-----------------------------------------------------------|---------|
| Apile directo o por gravedad (70%) — 70.000 ton. a 0,18 = | 12.600  |
| Apile por paleo (20%) = 20.000 ton                        |         |
| Cribado... .. 4.400 × 0,42 =                              | 1.848   |
| Galleta... .. 2.600 × 0,38 =                              | 988     |
| Granza... .. 3.200 × 0,35 =                               | 1.120   |
| Menudo... .. 9.800 × 0,30 =                               | 2.940   |
| Total... ..                                               | 19.496  |

|                                                                                           |          |
|-------------------------------------------------------------------------------------------|----------|
| Transporte para efectuar el apile de las 20.000 toneladas apiladas por paleo a 0,18... .. | = 3.600  |
| Total gastos de apile... ..                                                               | = 23.096 |

Según hemos indicado antes, el 10 por 100 de la producción sobre 100.000 se cargan directamente, y el 90 por 100 se apilan. Este carbón apilado ha de considerarse en dos zonas distintas: la primera, aquella en que el carbón, mediante un paleo, se lleva sobre vagón, y la otra en que es preciso o paleos sucesivos o emplear el carretillo. Según datos que se aproximan a una media real, un 40 por 100 se carga en la primera zona y un 50 por 100 en la segunda. Por consiguiente hallemos el cubo de carbón por clases en cada una de ellas, y tendremos:

*Primera zona.*

|                  |        |
|------------------|--------|
| De cribado... .. | 8.800  |
| De galleta... .. | 5.200  |
| De granza... ..  | 6.400  |
| De menudo... ..  | 19.600 |
|                  | 40.000 |



Cargadero sistema manual

*Segunda zona.*

|                  |        |
|------------------|--------|
| De cribado... .. | 11.000 |
| De galleta... .. | 6.500  |
| De granza... ..  | 8.000  |
| De menudo... ..  | 24.500 |
|                  | 50.000 |

*Veamos ahora el coste de cargue por clases y zonas.*

El radio de acción de la primera zona termina a los dos metros del borde del cargadero, y una mujer, con pala corriente del nmero 8, que lleva aproximadamente 7 kilos de carbón, cuando se cargan las clases de galleta, granza y menudo, y con pala de rejilla, cuando se carga cribado, tiene la siguiente capacidad de cargue:

|                  |      |                 |
|------------------|------|-----------------|
| De cribado... .. | 3,54 | toneladas-hora. |
| De galleta... .. | 4,10 | — —             |
| De granza... ..  | 5,13 | — —             |
| De menudo.....   | 5,74 | — —             |

En las zonas siguientes, consideradas como zona única, el promedio con carretillo hasta una distancia no superior a 18 metros, la capacidad de cargue es:

|                                                  |      |
|--------------------------------------------------|------|
| De cribado con carretillo y pala de rejilla..... | 1,91 |
| De galleta — — — — —                             | 2,87 |
| De granza — — — — — llena                        | 3,71 |
| De menudo — — — — —                              | 3,97 |

El coste por tonelada, partiendo del jornal de 7 pesetas que corresponde al jornal ordinario de una mujer, será: Jornal-hora,  $7 : 8 = 0,875$ .

*Coste por clases*

|            | <u>Primera zona</u>               | <u>Segunda zona</u>               |
|------------|-----------------------------------|-----------------------------------|
| Cribado .. | $\frac{0,875}{3,54} = 0,25$ ptas. | $\frac{0,875}{1,91} = 0,40$ ptas. |
| Galleta .. | $\frac{0,875}{4,10} = 0,21$ ptas. | $\frac{0,875}{2,87} = 0,30$ ptas. |
| Granza ..  | $\frac{0,875}{5,13} = 0,17$ ptas. | $\frac{0,875}{3,71} = 0,23$ ptas. |
| Menudo ..  | $\frac{0,875}{5,74} = 0,15$ ptas. | $\frac{0,875}{3,97} = 0,22$ ptas. |

*Costes totales*

|                  | <u>Primera zona</u> |            | <u>Segunda zona</u> |          |
|------------------|---------------------|------------|---------------------|----------|
| Cribado. . . . . | 8.800 a 0,25 =      | 2.200 ()   | 11.000 a 0,45 =     | 5.060    |
| Galleta. . . . . | 5.200 a 0,21 =      | 1.092 ()   | 6.500 a 0,30 =      | 1.950    |
| Granza. . . . .  | 6.400 a 0,17 =      | 1.088 ()   | 8.000 a 0,23 =      | 1.840    |
| Menudo. . . . .  | 19.600 a 0,15 =     | 2.940 ()   | 24.500 a 0,22 =     | 5.390    |
|                  | <hr/>               | <hr/>      | <hr/>               | <hr/>    |
| Totales. . . . . | 40.000              | = 7.320 () | 24.500              | = 14.240 |

*RESUMEN DEL COSTE DE CARGUE A MANO.*

|                                                            |        |
|------------------------------------------------------------|--------|
| Por cargue directo, 10.000 a 0,18... ..                    | 1.800  |
| Cargue en la primera zona del cargadero, 40.000 toneladas. | 7.320  |
| Cargue en la segunda zona del cargadero, 50.000 toneladas. | 14.240 |
|                                                            | <hr/>  |
| Total... ..                                                | 23.360 |

Por tanto el resumen total de coste de apilaje y cargue es:

|                       |        |
|-----------------------|--------|
| Coste de apile... ..  | 23.096 |
| Coste de cargue... .. | 23.360 |
|                       | <hr/>  |
| Total... ..           | 46.456 |

Como hemos operado sobre 100.000 toneladas, el precio que resulta es, pues, de 0,464 pesetas.

Ahora bien, teniendo en cuenta que por necesidades ineludibles es preciso trabajar horas extraordinarias tanto en el apile como en el cargue, que el material no entra o sale del cargadero con la regularidad precisa para obtener el máximo de rendimiento al personal, los días de lluvias, o de poco o ningún cargue que es preciso sostener ese personal y otras causas imprevistas, hacen que directamente las primeras y de una manera indirecta las segundas se recargue el precio calculado en una cantidad que fijo en 0,27, con lo cual el precio de coste de tonelada apilada y cargada, unido el transporte a cargadero, se eleva a 0,734.

En Pumarabule, donde por necesidad es preciso efectuar bastante extraordinario en el cargue, el precio de coste en el año 1932 era de 0,80, aproximadamente.

Teniendo en cuenta ahora un gasto anual de 784,00 pesetas

para reparaciones, engrases, materiales, etc., el recargo por este concepto será  $\frac{784}{100.000} = 0,0078$  y por tanto el precio total general del coste por tonelada apilada y cargada será de 734 más  $0,0078 = 0,7418$ , redondeando la cifra 0,74 pesetas sin amortización.

## *SEGUNDO SISTEMA. DEPOSITO-FOSAS.*

Estos depósitos, destinados al almacenamiento de carbones, se hallan encuadrados entre dos muros longitudinales y dos terminales transversales. La altura de estos muros longitudinales, contada desde la solera del depósito, no suele ser superior a cuatro metros, y sobre ellos van los carriles para el rodamiento de la grúa, que es parte integrante de estos cargaderos. La solera o piso de los depósitos debe de llevar una torta de hormigón de unos 0,20 m. de espesor, y el nivel de dicho piso suele ser el mismo, aproximadamente, del que tiene el asiento de la vía del ferrocarril que suministra el material para el cargue.

El carbón puede llegar a estos depósitos de diferentes modos, según el medio de transporte adoptado. En cargaderos de tipo económico, el material se conduce por vagontas basculadoras o automáticas, como las indicadas para el apile a mano, y que llegan desde los lavaderos, utilizando unos puentes de altura mayor y de disposición idéntica a la señalada en el procedimiento anterior. Claro está que cuando la importancia de la explotación lo requiere y las disponibilidades económicas de la Empresa no lo impiden deberá aconsejarse mejorar con algún medio totalmente automático este transporte de carbones. Las cintas juegan en este punto un papel insustituible en la mayoría de los casos.

La longitud de estos cargaderos puede ser muy variable, dependiendo, principalmente, del volumen del carbón que debe ser apilado y cargado, como consecuencia de la importancia de la explotación.

Para el cálculo del cargadero de tipo mínimo que nos hemos marcado en el estudio de estos sistemas, corresponde al cargadero de ésta clase 92 metros de longitud, y una anchura o luz de 14 metros libres entre los paramentos interiores de los muros laterales mencionados.

Constituyendo el elemento principal y típico de estos cargaderos la grúa, que es un complemento en el apile y el medio único

en el cargue, creo indispensable exponer las líneas generales y normas que deben seguirse cuando se trata de equipar con este mecanismo un depósito-fosa proyectado o construido.

*Grúa.*—Las grúas destinadas a estos depósitos pueden tener una luz variable, según el ancho que tengan aquéllos, pudiendo oscilar desde 10 a 40 metros, que considero un mínimo y un máximo, según los grupos.

Estas grúas poseen tres movimientos: a) el de desplazamiento total del conjunto sobre los carriles de los muros laterales; b) el de desplazamiento transversal del carro; y c) el de desplazamiento vertical de la carga.

Las velocidades medias que pueden adoptarse para un rendimiento horario medio de unas 70 toneladas será, según veremos más adelante:

Para velocidad de la grúa, 0,50 metros por segundo.

Para velocidad de desplazamiento del carro, 0,83 metros por segundo.

Para elevación de la carga, 0,50 metros por segundo.

Para evitar posibles accidentes por rotura en los medios de translación de la grúa, se acostumbra a disponer topes a uno o a ambos lados de aquélla, y con objeto de evitar descarrilamientos, además de las pestañas de las ruedas, se dispone de grapas de seguridad, consistente en ganchos articulados en los mismos ejes de los rodámenes, que abrazan, sin tocar, las cabezas de los carriles; es corriente emplear las ruedas con pestaña doble, dejando un juego entre pestaña y cabeza de carril de 4 a 8 m/m.

Antiguamente los tres movimientos indicados en la grúa, carro y cuchara se obtenían por un solo motor que giraba siempre en el mismo sentido, obteniendo todos los movimientos mediante contramarcha y cambios de velocidad: hoy puede decirse que para cada movimiento existe un motor independiente; y así van equipadas o deben ir las grúas que sirvan los cargaderos que tratamos.

La corriente a emplear en los motores puede ser continua o alterna, pero generalizada la alterna trifásica en todos los grupos mineros, a las características de la misma deben ceñirse los motores de que las grúas vayan equipadas.

Para el motor de elevación de la cuchara deben emplearse tipos cuyas revoluciones por minuto se hallen comprendidas entre 500 y 900, según las potencias; así deben ser de 750 a 900



r. p. m. para potencias comprendidas entre 25 y 40 HP.; de 600 a 750 entre 40 y 75 HP.; y serán menos de 600 los superiores a 75 HP. Para las grúas de los cargaderos de que me estoy ocupando, como la potencia del motor de elevación no subirá casi nunca de los 75 HP. corresponde el tipo de 600 a 750 r. p. m.

El servicio a que están destinadas estas grúas puede calificarse de duro, es decir, que se trabaja constantemente con carga máxima, ya que en la elevación de la cuchara se hace siempre llena de carbón.

*Sistema de maniobra.*—Estas se hacen valiéndose de los conocidos controleurs, y deben ser proyectados con gran amplitud, y siempre teniendo en cuenta para ellos y para los motores del equipo el número de interrupciones en el servicio, trabajando, por ejemplo, una semana, y así se aconseja se adopte el tipo de motor teórico o del catálogo de casas, cuando las interrupciones pasan de 2.000 y no llegan a 8.000.

Cuando el número de arranques y paradas está alrededor de 12000 semanales, entonces el motor teórico y marcado en los catálogos deberá ser aumentado en el 20 por 100 y cuando aquellas interrupciones lleguen a 18.000, se aumentará el 35 por 100.

Todos los controleurs de maniobra deberán ir en la cabina, y el conductor desde ella deberá poder hacer con facilidad todos los movimientos necesarios en la grúa, carro y cuchara.

Antes de terminar estas sucintas ideas, que expongo únicamente para que sirvan de orientación, diré dos palabras sobre uno de los elementos más esenciales de todo el mecanismo, la cuchara.

*Cuchara.*—Es el elemento destinado a tomar directamente el carbón desde el depósito-fosa para ser conducido a vagón o para ser apilado o llevado a tolvas. Se compone generalmente de dos cuartos de cilindro elíptico unidos por un juego central de charnela, adosado a un bastidor suspendido de un cable que abre la cuchara. El cable que la cierra tira con ayuda de un polipasto del centro de la cuchara.

La intensidad de la fuerza para el cierre o, lo que es lo mismo, la prensión tiene una componente vertical que es el peso de la cuchara disminuída en la tensión del cable elevador, por lo cual la fuerza que tiende a cerrarla sería tanto mayor cuanto más crecida es la reducción de velocidad del polipasto indicado. La capacidad de las cucharas oscila entre 1 y 5 toneladas y aún más.

Las características de una grúa que haya de ser empleada en un

cargadero de este tipo y para un rendimiento horario de 90 toneladas deberán ser con bastante aproximación las siguientes:

|                                      |                             |                  |
|--------------------------------------|-----------------------------|------------------|
| Velocidad de elevación de la cuchara | = 25 m. por minuto          | = 0,41 m. por s. |
| » de traslación del carro            | = 50 m. p. m. a plena carga | = 0,83 m por s.  |
| » de » de la grúa                    | = 30 m. p. m. a plena carga | = 0,50 m. por s. |

La luz es variable, según se ha indicado, generalmente en los cargaderos de las minas de Asturias; dado el volumen de carbón a mover en ellas puede considerarse comprendida entre 14 y 30 metros.

*Equipo eléctrico.*—Para la grúa de rendimiento horario de 90 toneladas el equipo de motores es el siguiente:

|                                                              |               |
|--------------------------------------------------------------|---------------|
| Un motor de elevación de 42 HP tipo cerrado y de             | 770 r. por m. |
| Un motor de traslación de 12 HP tipo normal y de             | 720 r. por m. |
| Un motor de traslación longitudinal del carro de 6-8 HP y de | 720 r. por m. |

*Reguladores.*—El controler para el movimiento de elevación de la carga suele ser maestro, tipo tambor vertical con dispositivo completo de conexión por contractores. Los controlers correspondientes a los motores de traslación del carro y grúa también del tipo tambor. Todos ellos van provistos de resistencias eficaces para un trabajo intermitente.

*Frenos.*—Debe ser provista toda grúa de unos potentes frenos electro-magnéticos capaces de sostener la plena carga en el caso de que se corte la corriente, aparte del freno de maniobra a pedal accionado desde la misma cabina. Como seguridad para el sobrearrollamiento llevará dispositivos de interrupción de corriente.

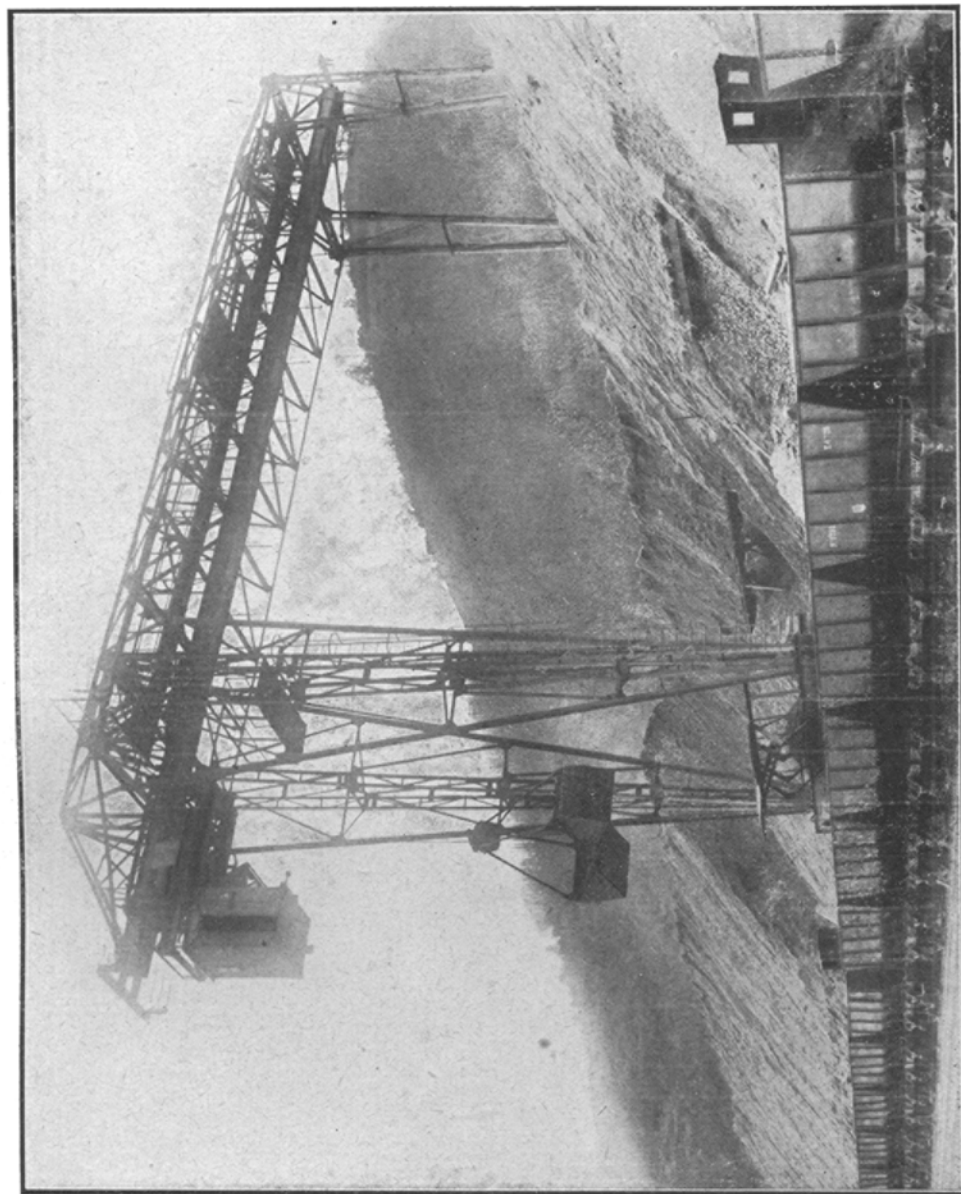
*Movimiento transversal del carro.*—Es logrado por el motor dicho anteriormente, que mediante engranaje transmite el movimiento al eje de las ruedas de traslación.

*Movimiento longitudinal.*—Se logra accionando el motor indicado anteriormente a un eje dispuesto a lo largo del puente y otros que van por las patas, las cuales a su vez accionan coronas dentadas atornilladas a las ruedas mediante engranajes cónicos y rectos.

Estas son las características principales y los puntos esenciales sobre los cuales debe darse preferente atención al tratar de adquirir un equipo-grúa.

Otras partes como calidad de materiales, lubricación, forma de vigas principales, bastidores, etc., deben estudiarse y ser te-

Sistema de depósitos-fosas con grúa para el apile y cargue de carbones. (Granzas y menudos)



#### Cargadero con grúa

|                                                    |                 |
|----------------------------------------------------|-----------------|
| Coste total aproximado de apile y cargue:          | 0,265 ptas./Tn. |
| Sin amortización del coste del cargadero . . . . . | 0,461 ptas./Tn. |
| Con id. id. . . . .                                |                 |

nidas en cuenta al conocer los presupuestos enviados por las casas constructoras.

Descrito en qué consiste el depósito, cómo se construye, así como indicado en líneas generales el elemento móvil de cargue, es decir, la grúa y cuchara, examinemos los precios de coste para el apile y cargue que con estos elementos se obtienen.

También en este sistema distinguiremos dos etapas: el apile directo por gravedad y el apile complementario con la grúa. Para el primero ya hemos indicado que vagonetas, cintas, etc., son los que lo verifican, y considerando el sistema corriente de vagonetas servidas por peones y partiendo de la distancia media idéntica de 70 metros desde el lavadero al punto de descarga como en el sistema manual, tendremos que el costo será de 0,18 pesetas que resulta de considerar que un peón puede transportar *seis toneladas-hora*, y como al jornal correspondiente de 8,50 supone a la hora  $\frac{8,50}{8} = 1,0625$ , el coste por tonelada será  $\frac{1,0625}{6} = 0,18$  pesetas.

Veamos ahora el coste de apile en la segunda fase, es decir, cuando la grúa ha de elevarlo hasta hacer tomar el carbón el talúd natural de 45° y supongamos en la grúa las características descritas anteriormente, es decir, rendimiento 90 toneladas-hora, cuchara de 2.000 kilos y velocidades las fijadas.

En cada viaje hemos considerado un recorrido medio del carro de 10 metros (20 entre ida y regreso) a la velocidad de 0,80 metros por segundo; por tanto el carro estará en movimiento  $\frac{20}{0,80} = 25''$  por viaje, y por tanto en los 45 viajes necesarios para llegar al rendimiento de las 90 toneladas serán  $45 \times 25'' = 1.125'' = 18,75'$ .

Siendo la potencia del motor de 6 kw.-h., el consumo que tendremos por la tralacisón del carro será  $= 18,75 \times 6 : 60 = 1,87$  kw.-h. y siendo el precio medio del kw.-h. de 0,08 pts., serán 0,15 pts. hora, y el coste por tonelada será  $\frac{0,15}{90} = 0,00166$  ptas.

Considerando para el apile una altura media de 6 metros desde el punto en que la cuchara puede tomar el carbón, a la velocidad de 0,40 m. por segundo la cuchara tardará en el ascenso y descenso (6 m.  $\times$  2 = 12 m.)  $\frac{12}{0,40} = 30''$ , y por lo tanto en una hora, para dar los 45 viajes necesarios trabajará la cuchara  $1.350'' = 22,5'$ .

Siendo la potencia del motor de 30 kw.-h. el consumo de ener-

gía por hora en la elevación de la cuchara a plena carga y vacía será:  $\frac{30 \times 22.5}{60} = 11.25$  kw.-h. y calculando el precio medio de 0,08 kw.-h. será 0,90 pts. hora, y el coste por tonelada, partiendo del rendimiento de 90 toneladas hora será:  $\frac{0.90}{90} = 0,010$  ptas.

Se calcula que el coste anual por traslación de la grúa para los diversos movimientos que necesita para el apile es de 166,40 pts. y por tonelada será:  $\frac{166.40}{18000} = 0,0092$  pts., y por tanto el coste total será:

|                                                       |        |
|-------------------------------------------------------|--------|
| Coste del movimiento de traslación del carro... ..    | 0,0017 |
| Coste del movimiento de elevación de la cuchara... .. | 0,0100 |
| Coste del movimiento de traslación de la grúa... ..   | 0,0092 |
|                                                       | 0,0209 |
| Aumento del 30 por 100 por diversas causas... ..      | 0,0062 |
| Coste por tonelada... ..                              | 0,0271 |

*Cargue.*—El recorrido medio del carro es de 12 metros (24 metros entre ida y yregreso) a la velocidad de 0,80 m. por segundo.

En cada viaje el carro estará en movimiento  $\frac{24}{0.80} = 30''$ .

En los 45 viajes para dar el rendimiento de 90 toneladas serán:  $45 \times 30'' = 1350'' = 22,5'$ .

La potencia del motor que acciona el carro ya hemos dicho que es de 6 kw.-h.

El consumo por la traslación del carro será:  $\frac{22.5 \times 6}{60} = 2,25$  kw.-h.

El coste por hora será:  $2,25$  kw.-h.  $\times 0,08 = 0,18$  pts. y el coste por tonelada de  $\frac{0.18}{90} = 0.002$  ptas.

El recorrido medio de elevación de la cuchara es de 4 metros (8 metros entre el ascenso y descenso) a la velocidad d 0,40 m. por segundo.

En cada viaje la cuchara precisará  $\frac{8}{0.40} = 20''$

En una hora, para dar los 45 viajes, será:  $45 \times 20 = 900'' = 15'$ .

La potencia del motor que eleva la cuchara hemos dicho que es de 30 kw.-h.

El consumo para ascensión de la cuchara (cargada y vacía) es  $\frac{30 \times 15}{60} = 7.5$  KWH.

El coste por hora será: 7,5 kw.-h.  $\times$  0,08 = 0,60 pts. y el coste por tonelada  $\frac{0.60}{90} = 0.0066$  ptas.

Calculando por traslación de la grúa un consumo diario de 4 kw.-h. su importe a 0,08 pts. kw.-h. sería de 0,32 pts. por día y por año 96 pts. Por tonelada cargada supondría  $\frac{90.000}{96} = 0.001$

El resumen de coste de cargue por tonelada será el siguiente:

|                                                                                            |             |
|--------------------------------------------------------------------------------------------|-------------|
| Coste del movimiento de traslación del carro... ..                                         | 0,0020 pts. |
| — — elevación de la cuchara... ..                                                          | 0,0066 —    |
| — — traslación de la grúa... ..                                                            | 0,0010 —    |
| <hr/>                                                                                      |             |
| Total... ..                                                                                | 0,0096 pts. |
| Aumento del 30 por 100 por diversas causas que puedan originar un aumento de energía... .. | 0,0028 pts. |
| <hr/>                                                                                      |             |
| Total general... ..                                                                        | 0,0124 pts. |

*Coste total de apile y cargue.*—Operando sobre 100.000 toneladas, como en el caso del sistema manual y conservando las mismas proporciones en el carbón cargado directamente, apilado por gravedad, apilado por la grúa y cargado por ésta, pero refiriéndonos únicamente a granzas y menudos, únicos a tratar con la grúa:

10% = 10.000 toneladas para cargue directo.

90% = 90.000 toneladas restantes de apile por gravedad

De estas 90000 toneladas un 20 por 100, 18.000 toneladas, es necesario cambiarlas de sitio y apilarlas con grúa, por lo cual los precios de coste, teniendo en cuenta los hallados anteriormente, serán:

|                                                         |                 |
|---------------------------------------------------------|-----------------|
| 10.000 toneladas cargadas directamente a 0,18 ptas..... | 1.800,00 ptas.  |
| 90.000 — apiladas por gravedad a 0,18 — .. ..           | 16.200,00 —     |
| 18.000 — — con grúa a 0,0271 — .. ..                    | 487,80 —        |
| 90.000 — cargadas con grúa a 0,0124 — .. ..             | 1.116,00 —      |
| <hr/>                                                   |                 |
| Coste tota de apile y cárgue. ....                      | 19.603,80 ptas. |
| o sea, precio por tonelada.....                         | 0,1960 —        |

*Otros gastos.*

Gastos de entretenimiento por mes:

|                                                    |             |
|----------------------------------------------------|-------------|
| Cables... ..                                       | 70,00 pts.  |
| Limpieza y reparación (10 jornales a 9 pts.)... .. | 90,00 —     |
| Aceites y grasas... ..                             | 50,00 —     |
| <hr/>                                              |             |
| Total... ..                                        | 210,00 pts. |

El gasto por año sería  $210 \times 12 = 2.520,00$  pesetas y el recargo en tonelada por este concepto sería de  $\frac{2.520}{100.000} = 0,025$ .

Gastos del maquinista encargado de los diversos movimientos a base de un jornal de 11,00 pesetas diarias = 4.015 pesetas anuales, y por tonelada 0,044 pesetas.

*Resumen del coste total por tonelada en cargaderos móviles de grúa.*

|                                |                 |
|--------------------------------|-----------------|
| Coste de apile y cargue.....   | 0,1960 pesetas. |
| Gastos de entretenimiento..... | 0,0250 —        |
| Gastos de un maquinista.....   | 0,0440 —        |
| <hr/>                          |                 |

Total... .. 0,2650 pesetas sin amortización  
(Véanse figs. 5 y 6).

SISTEMA DE DEPOSITOS-TOLVAS PARA EL APILE Y CARGUE

Los depósitos-tolvas son depósitos de carbón contruídos, dando al terreno por encima de las bocas de carga un talúd superior al que necesita el carbón para deslizarse sobre la superficie en que descansa.

Por su disposición y operaciones a realizar se procura tengan el máximo de automatismo y continuidad de acción, haciendo preciso estudiar con detenimiento ciertos pormenores o detalles, aunque parezcan insignificantes, tales son los cierres, inclinación de paredes, etc., pues muchas veces un detalle equivocado puede hacer fracasar la economía de la instalación. Por eso el coeficiente de rozamiento del material consigo mismo y con las paredes del depósito o tolvas que ha de contenerle y el ángulo de talúd natural son datos que es preciso tener presentes para fijar

con éxito la disposición total en los depósitos-tolvas que se traten de construir.

Un tipo que nos da exacta idea de estos depósitos-tolvas son los construídos por Fábrica de Mieres en su mina "Mariana", que por su capacidad, disposición casi automática de cargue y fácil apile, deben ser visitados por cuantos quieran orientarse en este importante extremo de los apiles y cargues económicos de los carbones.

El corte transversal que acompaño (Fig 7) nos da excelente idea de la disposición de todos sus elementos: así vemos los puentes para el apile, el túnel de cargue, las pantallas de sostenimiento del carbón apilado, los cierres, vías tolvas del depósito, etc. Fueron construídos hacia 1922 y vienen funcionando a completa satisfacción desde aquella fecha.

Pueden tener almacenadas unas 22.000 toneladas, de las cuales 15.000 se apilan directamente por gravedad desde los puentes, bien sea con volquetes de  $3/4$  m.<sup>3</sup>, bien utilizando unas vagonetas de descargue automático de un m.<sup>3</sup> de capacidad; el resto hasta completar su capacidad debe ser apilado con paleos en cantidad de unas 5.000 toneladas.

La carga se hace sobre un vagón Vasco o tipo Fábrica, teniendo todo dispuesto para meter también el f. c. del Norte. La capacidad de cargue, disponiendo de material y oportunas maniobras puede pasar de 2.000 toneladas diarias (200 toneladas hora), en jornada de 10 horas.

Calculemos ahora los costes del apile y cargue en este sistema.

*Apile.*—Suponiendo las mismas hipótesis tenidas en cuenta para los anteriores sistemas y considerando además que también en éste se puede todo apilar por gravedad o que parte lo sea por gravedad y otra parte por paleo, tendremos:

|     |   |                                                   |             |
|-----|---|---------------------------------------------------|-------------|
| 10% | = | 10.000 toneladas de cargue directo, a 0,18. . . . | 1.800 pts.  |
| 70% | = | 70.000 — — — apile por gravedad, a 0,18.          | 12.600 —    |
| 20% | = | 20.000 — — — — paleos, a 0,325.                   | 6.500 —     |
|     |   |                                                   | 20.900 pts. |

El coste en tonelada calculado sobre las 100.000 toneladas de producción será:  $\frac{20900}{100.000} = 0,2090$  pts. tonelada.

*Cargue.*—En estos cargaderos para efectuar el cargue se necesitan 5 peones: uno para arreglo del carbón que lleva el vagón,



otro para accionar la compuerta de cierre. dos acercando el material a las compuertas correspondientes, y una caballería y un caballista para mover el material.

|                                  |            |
|----------------------------------|------------|
| Tendremos: 5 peones a 8,50... .. | 42,50 pts. |
| 1 jornal mula a 7,50... ..       | 7,50 —     |
|                                  | 50,00 pts. |
| Total... ..                      |            |

El tonelaje que se puede cargar con este personal son unas 200 toneladas-hora, y por tanto el coste de cargue por tonelada

será:  $\frac{50}{8} = 6,25$  ptas.  $\frac{6.25}{2.00} = 0.003$  ptas. tonelada.

Por tanto el resumen total de coste por apile y cargue en este procedimiento es (0,2090 más 0,0030) = 0,212 ptas. tonelada.

Cuando en el cargadero no haya necesidad de apillar a brazo, sino que todo el apile será por gravedad, entonces el precio de coste total será:

|                                                         |             |
|---------------------------------------------------------|-------------|
| Apile por cargue directo, 100.000 toneladas a 0,18..... | 1.800 pts.  |
| Apile por gravedad, 90.000 toneladas a 0,18.....        | 16.200 —    |
|                                                         | 18.000 pts. |
| Total... ..                                             |             |

El coste por tonelada será:  $\frac{18.000}{100.000} = 0,18$  pts. tonelada de apile. Como el coste de cargue hemos dicho que es de 0,003 pesetas, el coste total en cargadero de apile, sólo por gravedad, será 0,18 más 0,003 = 0,183 pts. por tonelada.

Teniendo en cuenta un gasto anual de 784 pts. para reparación, engrase, materiales, etc., el recargo por este concepto será:  $\frac{784}{100.000} = 0,0078$ , y por lo tanto el precio total general del costo por tonelada será:

|                                                 |                           |
|-------------------------------------------------|---------------------------|
| En el caso de apile por gravedad y paleos ..... | 0.212 mas 0.0078 = 0.2198 |
| En el caso de apile solo por gravedad.....      | 0.18 mas 0.0078 = 0.1876  |

### SISTEMA DE TOLVAS

Este sistema de almacenamiento por su buena disposición para un cargue rápido y económico es, entre todos los sistemas, el que mejor resuelve el problema según veremos cuando hagamos el resumen comparativo.

Antes de comenzar el estudio de una estructura para tolvas, es necesario resolver sobre los siguientes extremos: forma, dimensiones y materiales que se han de emplear en su construcción.

*Forma.*—Para depositar un sólido o líquido en un recipiente la forma que da lugar al mínimo de masa en relación con la capacidad es la cilíndrica o cónica y por tanto el problema resuelto con esa simplicidad, llevaría a adoptar las cubas cilíndricas con fondo tronco-cónico.

Si los depósitos fueran sustentados directamente sobre el terreno u obra de fábrica y sólo para cumplir la misión de envase, esta forma cilíndrica sería la más económica y en definitiva la que debiera adoptarse, pero el hecho de tener que ir las tolvas sustentadas por pilares para dejar libre la circulación por su parte inferior para el paso de máquinas y vagones del f. c. y como así mismo en su parte superior, bien directamente sobre la coronación de los tabiques o sobre pórticos construídos de expreso han de soportar vías, cintas, carril de grúas, etc

Para que la forma cilíndrica fuera posible adoptarla en estas condiciones era preciso que estas tolvas, así formadas, fueran sustentadas por vigas curvas con flexión y torsión simultáneas, encareciendo con ello la forma de colocación en tal grado que la economía mencionada desaparece. Además, los espacios intermedios, cuando hayan de construirse varias adosadas, son espacios muertos, dando lugar a un aprovechamiento mucho menor de la planta.

En cambio, adoptando el sistema rectangular para cada tolva, y puestas éstas unas a continuación de otras, las paredes laterales pueden considerarse a la vez como vigas de sustentación y como tabiques de tolva, obteniéndose por la altura que se da a estas paredes un gran momento de inercia para la flexión, y, como consecuencia, una gran resistencia para la carga a soportar.

Lo indicado y el tener una gran capacidad de apile para una misma planta, son las razones que justifican la adopción del sistema rectangular en casi todas las tolvas destinadas al almacenamiento de carbones.

*Dimensiones.*—Es este un punto que no puede resolverse, dando normas fijas, pues circunstancias especiales de cada caso pueden justificar dimensiones que teórica y aun prácticamente no resultan económicas.

Sin embargo, existe una dimensión que casi debe ser invariable cuando se trata de cargar bajo tolvas adosadas y es la correspondiente a la que existe entre centros de dos vagones en

contacto, o lo que es lo mismo la longitud de un vagón; y aunque esto no sea preciso que se cumpla matemáticamente, ya que maniobras más o menos prolongadas, es siempre preciso efectuar para alcanzar la capacidad total de los vagones, sin embargo fijar aquella distancia como centro de boca de tolvas facilita la carga simultánea de tantos vagones como tolvas existen. Esta distancia y esas dimensiones son, tomando como norma los vagones del f. c. de Langreo, de 5 metros.

En el sentido de la latitud o ancho es donde puede existir mayor variación, aunque, desde luego, sólo tres consideraré de 5, 6 y 7 metros. Menos de 5 resulta una capacidad de tolva insignificante; mayor de 7 nos resultarían dos paredes correspondientes del embudo con un talúd que originaría estancamiento del carbón, pues corresponde una pendiente inferior a 40°. Además es muy posible que económicamente resultara también proporcionalmente más costosa su construcción.

La adopción de la sección de  $7 \times 5$ ,  $6 \times 5$  ó  $5 \times 5$  para las tolvas rectangulares es, pues, casi obligada, y el fijar de ellas la más conveniente es un problema a resolver en cada caso, teniendo a la vista y presente no sólo la parte económica, sino también las razones de otra índole que sobre la resolución definitiva puedan influir.

Examinada ya la forma y dimensiones que juzgo más convenientes para el almacenamiento de carbón nos queda considerar únicamente la altura que deba darse a las tolvas; para ello conviene tener muy presente que autoridades en la materia aconsejan que no debe almacenarse el carbón con gran altura, sobre todo tratándose de recipientes, pues la compresión exagerada ha de originar una mayor cohesión y por consecuencia una descarga más difícil del menudo almacenado; además parece aumentar el peligro de incendio, bien como consecuencia de acelerar las reacciones químicas de los sulfuros, o en la hipótesis de ser aquéllas consecuencia de una oxidación lenta prolongada, por intensificarla. Claro está que estos peligros se refieren a tolvas donde el almacenamiento puede ser duradero, pues cuando se trata de depositar por unas horas o durante pocos días, la altura puede ser mucho mayor. Una altura desde el fondo del embudo de 8 metros puede considerarse aceptable para tolvas de apile prolongado.

Reseñadas las líneas generales sobre la forma y dimensiones que deben tener las tolvas o silos, veamos para su construcción qué materiales serán más convenientes.

Tres tipos podemos considerar, a saber: tolvas mixtas de hierro y madera; tolvas completamente metálicas, y tolvas construídas de hormigón armado. No tengo en cuenta las tolvas sólo de madera, pues cuando se trata, como en el caso presente, de ensilar un volumen elevado, ni son económicas ni prácticas.

Las tolvas mixtas en almacenamientos prolongados de combustible tampoco pueden emplearse, pues los incendios espontáneos tan frecuentes en la mayoría de nuestros carbones las excluyen, y en cuanto a la comparación entre las metálicas y de cemento armado, numerosas razones avaladas por la práctica han hecho que hoy en toda clase de construcciones se dé preferencia al hormigón sobre el hierro. El cemento armado resiste mejor el fuego, siendo a la vez mal conductor del calor; el esqueleto metálico de estas construcciones no alcanza, en caso de fuego, ni temperatura demasiado elevada ni dilatación o deformaciones exageradas; por el contrario, las entramazones metálicas se caldean rápidamente, se dilatan y deforman. Además, las construcciones de hormigón resisten anejor los agentes atmosféricos que las de hierro, siendo por tanto mucho más económica su conservación y mayor su duración.

Por todo lo reseñado creo que el material más indicado para la construcción de tolvas es el hormigón, salvo que razones especiales económicas necesarias en primeras instalaciones aconsejen lo contrario.

En cuanto a la dificultad o desventaja que se les asigna por algunos cuando son empleadas para almacenar carbón recién lavado, de no dar salida al agua, podrá suceder que en algunos casos muy particulares sea necesario tener paredes filtrantes para aminorar el tiempo empleado en desalojar la humedad que lleva el menudo, pero no hay duda también que otras veces no hay por qué acelerar esa disminución de tiempo, sino más bien retardarla, y entonces las tolvas de hormigón llenan bastante bien su cometido. Se ha comprobado, sin embargo, que por la compuerta de cierre se desaloja muy fácilmente y relativamente pronto parte del agua que contiene el carbón, como consecuencia del lavado.

*Bocas de carga.*—Un dato interesante en las tolvas es el ancho y largo de las aberturas de descarga, pudiendo ser muy variables, según las materias de que se trate. Así para materiales ligeros basta con 200 m/m. como dimensión máxima; en cambio, tratándose de carbón menudo, no debe bajar de 600 m/m., y para el cok debe llegar a 800 y aun al metro.

*Cierres.*—Los dispositivos de cierre en los tragantes son muy varios, desde el más sencillo de una chapa movida a mano y guiada por corredera de montaje hasta el de carrillo y husillo accionados por volantes y cadenas. Cuando las tolvas son de hormigón los redondos y llantas van empotrados en la masa para servir de apoyo a los perfiles y soportes por donde se mueven o guían los aparatos de cierre que se hayan adoptado.

*Sistemas de cargue de las tolvas.*—Dependerán no sólo de la disposición y lugar de emplazamiento, sino también de la importancia del volumen que hayan de almacenar, pudiendo por tanto ser llenadas descargando con volquetes que marchan sobre vías colocadas al nivel de la coronación, o sobre pórticos a una altura superior para ser colmadas por gravedad.

Puede también emplearse el sistema de cintas que corren a lo largo de las mismas o también puede utilizarse el agua como productor del material, etc. La importancia de la instalación y los medios que se dispongan darán en cada caso la solución adecuada.

Las cintas resuelven mejor que otro sistema el problema del apile en tolvas, pero su elevadísimo coste hace que sea más restringido de lo que debiera su uso en nuestros transportes de productos lavados a la plaza o lugar de almacenamiento.

El gran desarrollo que las cintas han adquirido para el movimiento de carbones, nos hace dar algunos datos sobre las mismas. También se hará una descripción somera del transportador de paletas, por ser también muy empleado en instalaciones mineras de carbón.

#### CINTAS PARA CONDUCIR EL CARBON AL CARGADERO, PARA LLENAR TOLVAS, ETC.

Los sistemas más generalizados para el transporte del carbón a distancia son los de cinta de hélice de paletas de arrastre y de impulsión oscilante.

*Cintas de transporte.*—Es el primer sistema de que me ocuparé por ser el más generalizado y de aplicaciones universales. Están constituidos por una faja continua, a modo de correa de transmisión, de cuero, cáñamo, cauchú, piel de camello y aun de acero en algunos casos, la cual va guiada en sus dos extremos sobre dos tambores de enrollamiento, uno de los cuales obra como elemento de impulsión. La cinta va guiada por una serie de rodillos que

hacen las veces de soporte, los cuales, por la disposición inclinada que de ordinario presentan, dan al conjunto del transportador una disposición de canal (cintas combadas). La carga de las cintas se efectúa por diversos medios, unas veces por planos inclinados de sacudimiento, otras con canales de derrame o por tolvas de descarga provistas de registro, y muchas pasando el material de una cinta a otra. Es muy frecuente la disposición de tolvas montadas sobre vagonetas que permiten efectuar la carga en cualquier punto del trayecto. La descarga de las cintas se realiza unas veces por palas o cucharas rozantes (solución no exenta de inconvenientes) y otras por medio de rodillos de inversión, los cuales proporcionan el resalto conveniente para la caída de los materiales.

A fin de que la descarga pueda hacerse a voluntad en cualquier punto de las tolvas, existe una disposición, consistente en un carro llamado "Tripper", que se mueve sobre vías por encima de los silos. La disposición de la cinta en el mismo, según se ve en el dibujo que se acompaña, permite la descarga lateral del carbón en el punto deseado (Fig. 8).

Las cintas se instalan muchas veces horizontales, y, en todo caso, con ligeras pendientes (hasta 27°). Como ya se ha dicho, las cintas pueden ser de cuero, si bien comúnmente se emplean correas formadas por varias hojas de tejido de cáñamo, pegadas y revestidas con caucho, o bien de algodón y balata, pues todos estos últimos materiales resisten mejor la acción de la humedad.

Cuando se trata de transportar materiales en trozos gruesos o que presentan aristas vivas, como minerales y escorias, se adoptan correas de algodón con capa de caucho más recia en el centro que en los bordes y con una resistencia a la rotura, por tracción, de unos 500 kilogramos por centímetro cuadrado.

Designando por  $N$  la potencia transmitida, expresada en caballos; por  $r$  el radio del tambor motor, en centímetros; por  $b$  la anchura de la cinta, en la misma unidad, y por  $n$  el número de vueltas por minuto del tambor, la tensión útil  $T$  que experimenta la correa, por centímetro de anchura, viene expresada por.

$$T = \frac{75 \times 60 \times 100 \times N}{2 r \cdot n \cdot b} = \frac{71620 N}{r \cdot n \cdot b}$$

Con un coeficiente de seguridad igual a 25, se toman correas de 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10 capas para  $T = 2, 3, 6, 5.2, 6.7, 8.2, 9.8, 11.3, 12.9, 14.5, 15.9$  kg./m., respectivamente.

La cinta viene apoyada sobre rodillos de madera o de hierro, formados generalmente por trozos de tubo estirado con muñones

postizos, cuyo diámetro oscila de ordinario entre 80 y 150 m/m. La distancia de los rodillos portantes varía según la naturaleza de la cinta y la del material que se transporta; así, por ejemplo, los rodillos se disponen cada 0,9 a 1,8 m. para carbón y de 2 a 4 metros para materiales ligeros.

En el ramal vacío, la separación de los rodillos oscila entre 2, 4 y 3,6 m. en el primer caso y entre 4 y 6 m. en el segundo. Además de los rodillos portantes, en ciertos casos se disponen también rodillos de guía, de eje perpendicular a la tangente en el borde de la correa, destinados a impedir la oscilación transversal de la cinta; la separación de estos rodillos varía entre 10 y 15 metros.

Los rodillos que conducen la cinta en los cambios de dirección tienen diámetros de 300 a 500 m/m., cuando el cambio es muy brusco, y de 150 a 200 en caso contrario, siendo conveniente en las cintas conbadas y de gran anchura evitar el empleo de un solo rodillo portante, pues las distintas velocidades tangenciales en el perfil del mismo produciría un constante resbalamiento que origina el rápido desgaste de correas, por lo cual se sustituye por tres o cinco rodillos cilíndricos de giro independiente según la anchura de correa.

*Impulsión, velocidad y rendimiento.*—Como ya se ha indicado, las cintas van movidas por uno de los tambores extremos, de modo que el ramal cargado experimenta un arrastre directo. En la proximidad del tambor opuesto, el ramal conducido presenta una disposición tensora, por medio de un rodillo móvil, cuya tensión se regula con auxilio de un tornillo, o más generalmente, de un contrapeso.

Por lo que respecta a la velocidad de las cintas se admiten, aproximadamente según Huetts, los valores siguientes:

|                                   |      |   |      |                 |
|-----------------------------------|------|---|------|-----------------|
| Para materiales ligeros... ..     | 2    | a | 3    | metros-segundo. |
| Para materiales pesados... ..     | 2,50 | a | 3,50 | — —             |
| Para carbones... ..               | 1,50 | a | 2,50 | — —             |
| Para cintas de clasificación..... | 0,10 | a | 0,30 | — —             |

Para grandes distancias el transporte por cinta sin fin consume menos energía que los transportadores de hélice, por reducirse las resistencias al rozamiento de rodadura de la correa. El sistema presenta, además, las ventajas de la fácil limpieza, de poder multiplicar a voluntad los puntos de carga y descarga y de ser relativamente silencioso.

En el caso de un transporte continuo las cantidades  $M$  de metros cúbicos o  $T$  de toneladas de material transportadas por hora, vienen expresadas por las fórmulas

$$M = 200 (0,9 b - 0,05)^2 v.$$

$$T = 200 (0,9 b - 0,05)^2 v p.$$

siendo  $v$  la velocidad de la cinta, en metros por segundo, y  $p$  el peso específico del material.

La potencia necesaria para un transporte dado varía esencialmente con la disposición mecánica del conjunto (clase de rodillos y cojinetes, mecanismo impulsor, disposiciones de guía, etc.), la distancia del transporte, la elevación que experimenta el material y la masa transportada. En instalaciones bien dispuestas con correas de los tipos ordinarios, puede admitirse la fórmula  $N =$

$$\frac{1000 h}{3600 \times 75} \times T + \sqrt{T} [0,04 (1,3 + X) + 0,008 \sqrt[3]{T} (0,07.1 + 0,03.1)];$$

siendo  $N$  la potencia efectiva, expresada en caballos,  $h$  la altura de elevación en metros,  $l$ , la longitud total entre los dos tambores extremos, en metros, y  $X$  el número de poleas de cambio de dirección, y  $ls$ , la distancia efectiva del transporte, en metros.

*Transportadores de paletas de arrastre.*—Estos transportadores están constituidos por una serie de paletas de madera o de palastro que tienen a veces forma de cuchara y otras de rastrillo. Son transportadores de disposición muy sencilla y económica y de funcionamiento seguro, presentando la ventaja de poderse cargar o descargar fácilmente en cualquier punto del trayecto; por el contrario, su rendimiento orgánico es muy reducido, están expuestos a un enérgico desgaste y estropean más o menos el material que transportan. Se aplican con frecuencia en las fábricas de gas y en las centrales eléctricas para la alimentación automática de las carboneras, siendo también adecuados para el transporte de sales y productos químicos que no son perjudicados por el choque de las paletas.

Designando por  $Q$  el volumen transportado por el aparato en metros cúbicos por segundo (y suponiendo que el gasto es inferior a 100 m.<sup>3</sup> hora); por  $q$  el volumen comprendido entre dos paletas en m.<sup>3</sup>; por  $a$  la distancia entre dos paletas (que oscila de ordinario entre 0,457 y 0,914 m.); por  $v$  la velocidad de la cadena de 0,2 a 0,6 metros por segundo y por  $r$  el rendimiento volumétrico del aparato (que varía entre 40 y 80 por 100) según la clase del



material y la velocidad de la cadena, puede admitirse la siguiente fórmula práctica:  $Q = r \cdot q \frac{a}{v}$

En el transporte de carbones se adoptan las menores velocidades en el caso del coque y las más grandes para las calidades que no desmerecen tanto si se desmenuzan.

Los transportadores de paletas de arrastre son muy empleados en Alemania (donde reciben la designación general de kratzerforderer), la industria de cuyo país ha creado innumerables disposiciones especiales destinadas a satisfacer las distintas necesidades de la práctica. Convendrá citar entre éstas el transportador Eitel (canal formada por dos hierros C y un fondo de palastro: ramal tractor, el inferior de la cadena; paletas con dos salientes que se apoyan sobre dos guideras de madera dura o llevan ruedecillas anóviles sobre las paredes de la canal), el transportador Sauerbry (paletas recambiables, con dientes de acero, fijas por medio de tornillos, especial para sales potásicas o para sales higroscópicas en general; el transportador Schmidt (cadena con eslabones de hierro redondo y de hierro plano, alternados, las paletas van fijas en los últimos).

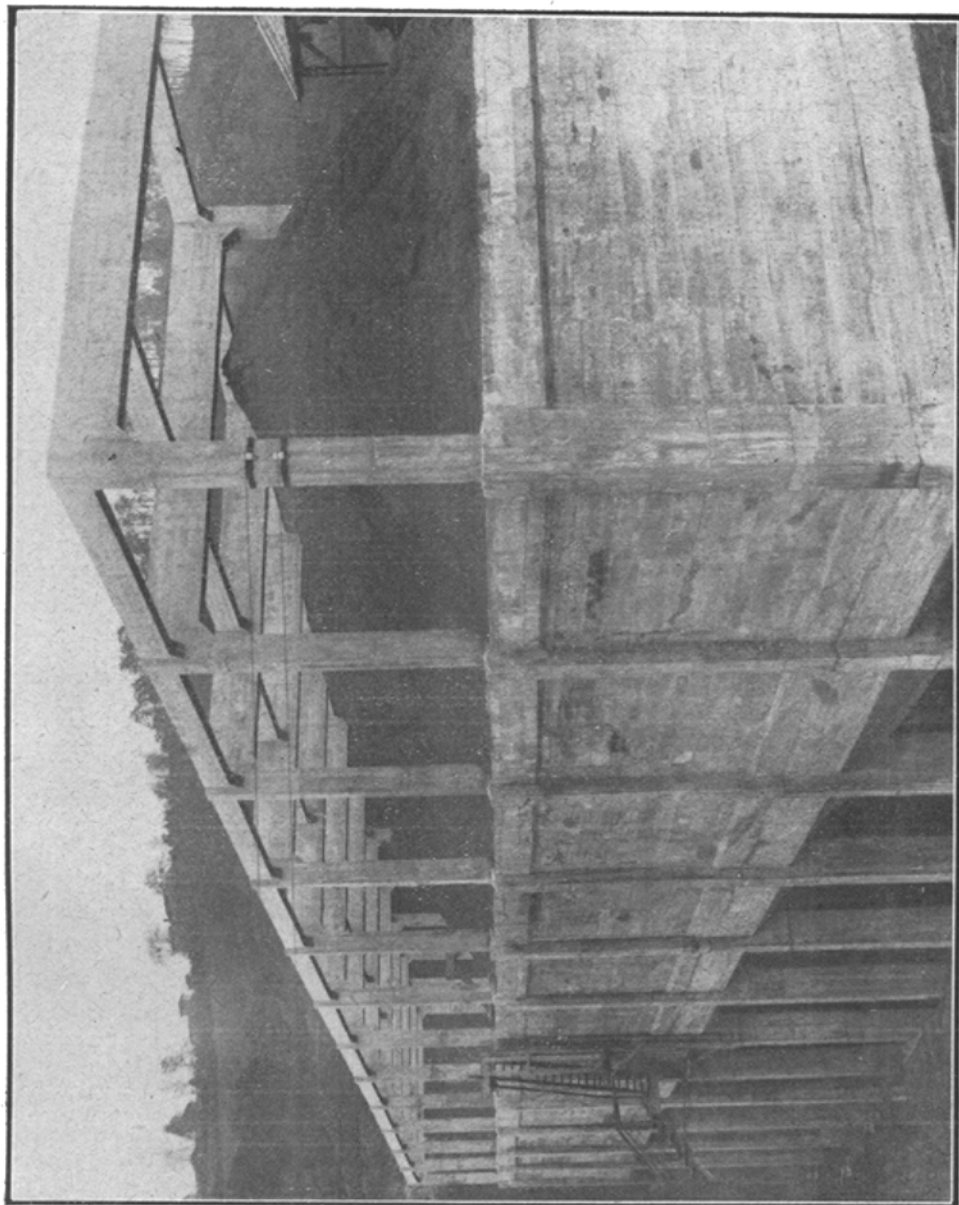
Otros sistemas, además de los anteriormente mencionados y descritos, existen para poder acoplarlos en las instalaciones para el apile y cargue de carbones, pero el describir cada uno de ellos no tendría finalidad práctica en nuestro caso, ya que los únicos empleados en su inmensa mayoría son los anteriormente descritos.

Una vez considerado cuanto se refiere no sólo a la forma, dimensiones, etc., de las tolvas, sino la concerniente al apile sobre las mismas, veamos los costes probables correspondientes.

#### *CÓSTE DE APILE EN TOLVAS.*

Considerando que toda instalación de tolvas debe estar equipada por un sistema de cintas para efectuar el apile, tendremos para una capacidad de cinta de 50 toneladas hora que solo trabaje al 50 por 100 de su capacidad, para operar como en los casos anteriores de las 100.000 toneladas, el coste de energía necesaria para el movimiento de todos los mecanismos inherentes a la misma hasta dejar el carbón en tolva será:

Suponiendo un motor de 15 kw.-h. tendremos en 8 horas de trabajo 120 kw.-h., al precio de 0,08 resultan 9,60; aumentando en un 30 por 100 por diversas causas, harán un total por consumo



Tolvas de Carbayín con el carbón apilado en las mismas

de energía de 9,60 más 2,80 = 12,48 pts. diarias. Para el cuidado de la cinta y mecanismos de la misma necesitamos de un peón que se calcula su jornal de 9,00 pts. Por tanto los gastos totales por día serán:

|                                                     |            |
|-----------------------------------------------------|------------|
| Por consumo de energía... ..                        | 12,48 pts. |
| Mano de obra de los obreros al cuidado de la misma. | 9,00 —     |
| Por reparación, engrase de rodillos, etc.... ..     | 3,00 —     |

Total gastos por día en apile..... 24,48 pts.

El coste por año será 7.344,00 y operando sobre 100.000 toneladas como en los sistemas anteriores, tendremos 0,0734 pts. que será el coste del apile por tonelada en tolva, en un caso máximo.

#### CARGUE DE CARBON DE TOLVAS.

Un peón y dos pinches se puede tomar como dato medio que cargan en una hora 300 toneladas; por tanto el precio de coste por tonelada será:

|                                                       |           |
|-------------------------------------------------------|-----------|
| Un peón a 8,50 pts. de jornal corresponderá por hora  | 1,06 pts. |
| Dos pinches a 6,00 de jornal corresponderán por hora. | 1,50 —    |

Total..... 2 50 pts.

Como el número de toneladas cargadas en una hora son 300, el precio de cargue por tonelada será:  $\frac{2,56}{300} = 0,008$ , y aumentando un 30 por 100 para causas imprevistas de paralización de material o retardo en la entrada y salida del mismo, falta del carbón necesario, etc., resulta que el coste de cargue total que podemos fijar es de 0,008 más 0,0024 = 0,0104 pesetas.

*Coste total de apile y cargue.—Será:*

|              |             |
|--------------|-------------|
| Apile... ..  | 0,0734 pts. |
| Cargue... .. | 0,0104 —    |

Total... .. 0,0838 pts.

Este precio está considerado como en los sistemas anteriores, sin amortización.

## DESCRIPCION DEL CARGADERO DE TOLVAS Y GRUA DE CARBAYIN

Antes de entrar en el estudio comparativo de sistemas (previamente calculados los costes de primera instalación) voy a describir ligeramente el cargadero construido por la S. A Minas de Langreo y Siero en su grupo de Pumarabule (Carbayín). En él existen los dos sistemas enumerados, el de fosas con grúa (cargadero móvil) y el de tolvas (cargadero fijo), estando dispuestos para complementarse, obteniendo el máximo rendimiento.

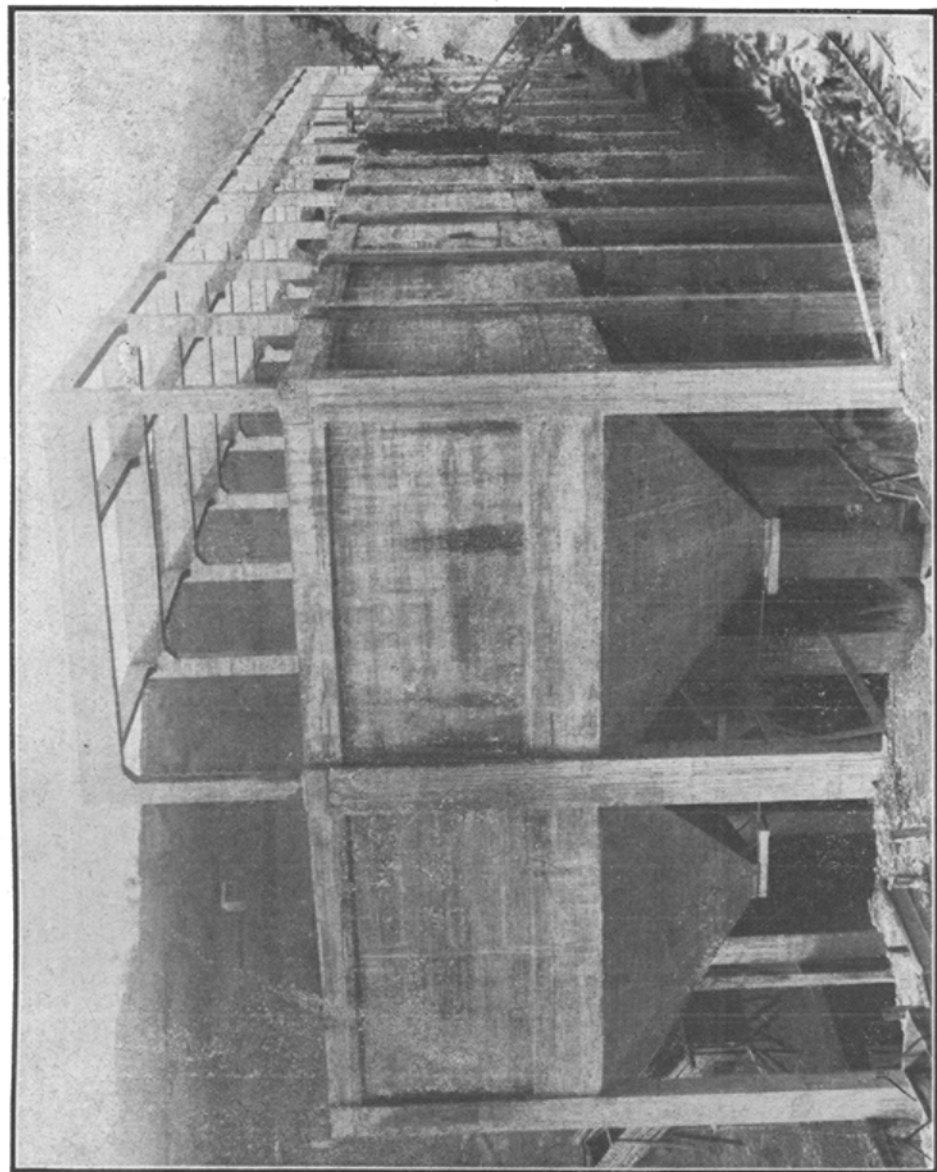
*Tolvas de Carbayín.*—La pequeña capacidad que tenía el cargadero, agravado con el aumento de producción obtenida a partir del año 1929 en que se alcanzó ya un 60 por 100 más que en el promedio de años anteriores, el proyecto de construir un nuevo pozo para un futuro que se consideró no lejano, y otras causas, más o menos importantes, como economía y rapidez en tonelada movida, fueron las razones que determinaron a la S. A. Minas de Langreo y Siero a decidirse sobre la construcción de este cargadero.

Al hacerlo, se descartaron desde el primer momento los dos sistemas primeros, enumerados en este estudio; a saber: el cargadero de apile y cargue manual y el de depósitos-tolvas; el primero, por su poca capacidad de cargue y el coste elevado de tonelada movida; el segundo, porque la topografía del terreno, que estos cargaderos exigen, no era adecuada, y, por tanto, su construcción hubiera determinado desembolsos elevados y desproporcionados.

Reducido el problema a estudiar y resolver sobre los dos últimos sistemas, depósitos-fosas (cargadero móvil con grúa) y tolvas, yo consideré y considero que la solución más ventajosa es siempre la de un gran depósito-fosa, servido con grúa, y unas tolvas, cuya capacidad puede variar entre 400 toneladas y un máximo en consonancia siempre con la importancia de la explotación.

La ventaja de tener unas tolvas, aunque sean de poca capacidad, adosadas al depósito-fosa y pudiendo ser llenas por la grúa que sirve a aquél, es muy grande, pues de ese modo puede despacharse un tren (300 toneladas) en breves minutos. La grúa puede llenar estas tolvas nuevamente en el intervalo para que el ferrocarril haga un segundo tren, un tercero, etc., en relación con la capacidad de la grúa y del f. c.

El costo de un buen depósito-fosa con su grúa y unas tolvas



TOLVAS DE CARBAYIN.— Vista de conjunto

de unas 400 toneladas de capacidad es pequeño y abordable, aun para Empresas de producción no muy elevada.

*Emplazamiento del cargadero.*—La topografía del grupo hacía imposible ampliar el cargadero en sentido longitudinal, ya que por una parte teníamos la estación de Carbayín con sus vías demasiado restringidas y reducidas y por el otro la montaña correspondiente al lugar donde se halla enclavado el túnel que el ferrocarril de Langreo tiene en aquella zona. La solución de ampliación había que buscarla, pues, en el sentido transversal y siendo esto así se resolvió hacerlo en la margen izquierda del cargadero por ser no sólo de ejecución más económica, sino también por ser la única posible para dar entrada a las vías del ferrocarril, favoreciendo también el emplazamiento en este lugar la llegada a los depósitos que se proyectaba de los carbones lavados.

*Dimensiones de las tolvas.*—Habida cuenta de los razonamientos expuestos al tratar anteriormente el sistema de tolvas en general y fijado el emplazamiento en el lugar indicado, se adoptaron para aquéllas las de 5 por 7 y una altura media de 7.705.

El haber fijado en nuestro caso la anchura máxima de 7 metros, fué debido a tres causas:

Primera. La necesidad de obtener una máxima capacidad en los depósitos ante la imposibilidad de ninguna futura ampliación económica en el sentido transversal.

Segunda. Porque de los antepresupuestos recibidos de casas especializadas en hormigón armado en las tolvas de 7 metros de ancho se obtenía el mínimo de coste por tonelada almacenada.

Tercera. Porque el defectuoso aprovechamiento de las tolvas por el carbón apilado desde vías que marcharan por la coronación no existe en nuestro caso, ya que el llenar estas tolvas iba a efectuarse mecánicamente, situando de tal modo los aparatos precisos sobre pórticos previstos que no sólo se enrasarían mecánicamente aquéllas, sino que se pudieran formar dos pirámides de carbón en una altura de 4 metros sobre dicha coronación.

Fijado el emplazamiento, dimensiones y demás características que habían de tener los silos que se proyectaban para el apile y cargue de nuestros carbones, el cálculo de la estructura correspondiente a estos silos fué hecha por don Alfonso Boeuf, profesor de la Escuela de Caminos, y una de las primeras autoridades en España en cemento armado. Reseñar o dar a conocer los cálculos que fija en su Memoria a nada conducirían, estando, sin embargo, a la disposición de los compañeros congresistas a los que pudiera interesar.

*Descripción de las tolvas.*—La obra consiste en 24 depósitos de hormigón armado con tolva de descarga, adosados unos a otros, formando dos filas de 12 depósitos cada fila con las dimensiones de 7 metros en sentido transversal y 5 metros en el longitudinal, entre ejes de estructura, sustentados por 39 pilares de sección rectangular en planta.

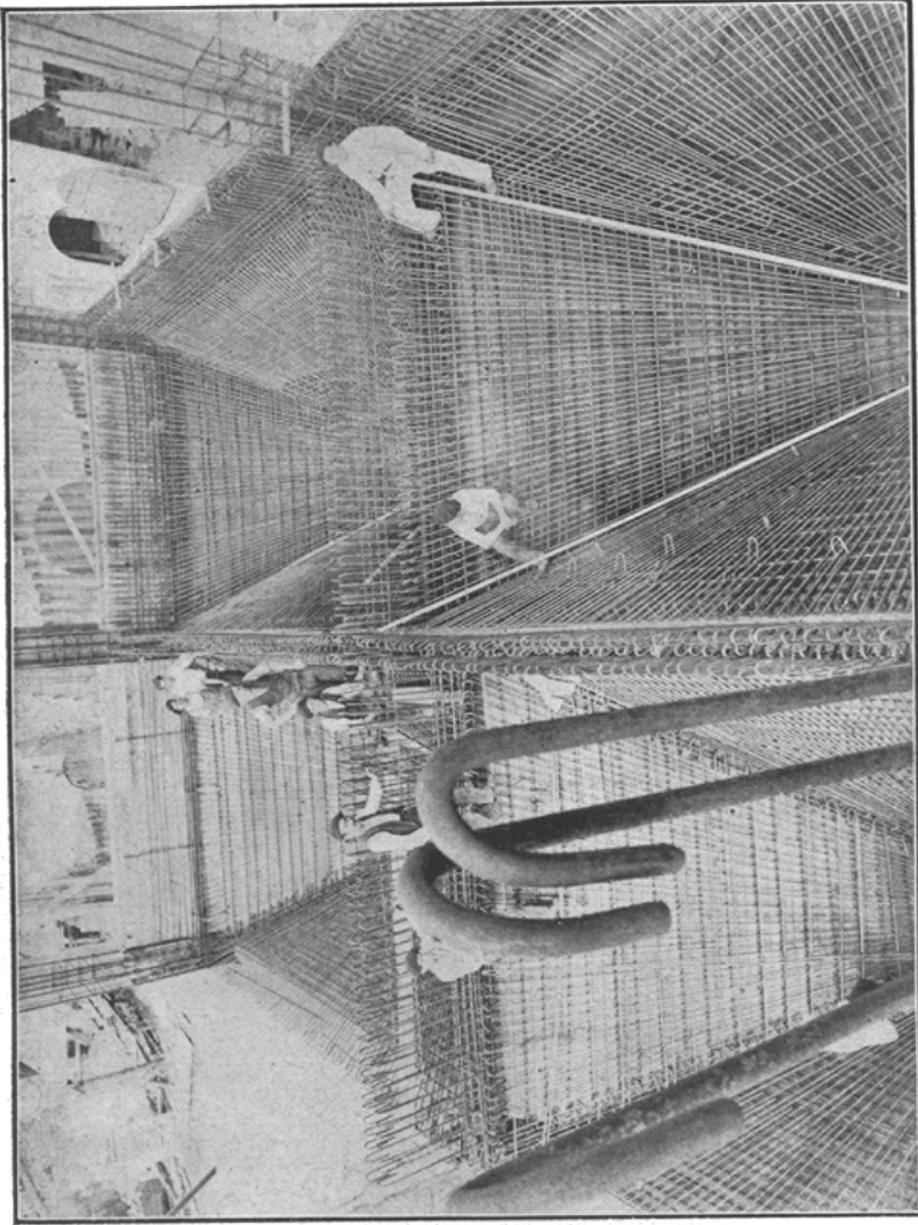
Los pilares se distribuyen en tres filas de 13, de sección 0,70 por 0,50 m. los 26 laterales y 0,90 por 0,60 los 13 del centro; los pies de apoyo de 13 pilares laterales los forman unas zapatas de forma tronco-pirámide de 2,80 por 2,20 por 0,50; las zapatas de los 13 pilares del lateral en que apoya la grúa son de 3 por 2,20 por 0,50, y los del centro 3,60 por 3,00 por 0,70. El armado del emparrillado de las zapatas está formado por redondos entrecruzados de 15 m/m. de diámetro cada 10 centímetros; los pilares laterales por 6 barras verticales de redondo de 30 m/m. con estribos de cuadrado de 8 m/m. cuadrados cada 20 centímetros, y los del centro por seis barras verticales de 30 m/m. de diámetro y estribos de cuadrado de 10 m/m.

Las viguetas horizontales en que se apoyan los embudos de cada depósito-tolva son de sección de 0,30 por 1 m. las del centro y transversales, y de 0,30 por 1 m. las laterales longitudinales. El armado lo forman 6 barras horizontales de redondo de 22 m/m. de diámetro y 18 de redondo de 10 m/m. y barras verticales dos filas de redonde de 17 cada 20 centímetros.

Los embudos tolvas son de un espesor medio de 0,24 m. y la boca de cargue es de 0,45 por 0,60, el armado lo forman dos tableros de hierro horizontales, el inferior formado por barras de redondo de 21 m/m. de diámetro cada 10 centímetros las paredes transversales, y cada 20 centímetros las longitudinales y el superior por redondos también de 21 cada 20 centímetros con refuerzos en los encuentros de barras cortas intercaladas de 21 milímetros.

El armado inclinado de ambos tableros lo forman en las paredes transversales redondos de 18 m/m. de diámetro en tres longitudes distintas y en los longitudinales de redondo de 17 milímetros de diámetro. La boca de tolva está formada por dos redondos de 25 m/m. de diámetro, en donde enlazan los hierros inclinados de los dos tableros.

Los tabiques verticales son de un espesor de 20 cm. y las viguetas superiores de una sección de 0,60 por 0,35 las del centro y transversales, y 0,30 por 0,60 las laterales y longitudinales. El armado de los tabiques lo forman doble línea de barras horizon-



Tolvas de Pumarabule en construcción



tales de redondo de 10 m/m. de diámetro cada 20 cm. y doble línea de barras verticales de redondo de 17 m/m. de diámetro cada 20 centímetros. El armado de las viguetas lo forman seis redondos de 22 m/m. de diámetro, en donde unen el armado los tabiques que forman los depósitos-tolvas.

El terreno donde están fundadas las tolvas se ensayó previamente colocando 4 dados de hierro de 10 cm. de lado sobre los que se colocó una placa de hierro, cargándose con sacos de arena hasta un peso de 1.200 kilos durante cinco días, observándose que el terreno no sufrió deformación alguna, resistiendo por lo tanto la presión media tres kilos por centímetro cuadrado a que fué sometido, superior a la necesaria, que era sólo de 2,6 en condiciones desfavorables.

El hormigón empleado en la construcción de la estructura de las tolvas fué de la siguiente composición por metro cúbico:

|                             |             |
|-----------------------------|-------------|
| Gravilla entre 1 y 4 cm.... | 840 litros. |
| Arena entre 0,5 y 3 m/m.... | 400 —       |
| Cemento Portland...         | 300 kilos.  |
| Agua para el amasado...     | 130 litros. |

En la construcción se empleó cemento portland artificial Asland.

Durante la ejecución de la obra se hicieron probetas de hormigón en forma cúbica, de 20 cm. de arista, que se remitieron al laboratorio de la Escuela de Ingenieros de Caminos, dando una resistencia para el hormigón empleado superior a 110 kilos por centímetro cuadrado a los siete días, y superior a 200 kilos por centímetro cuadrado a los 28 días.

Todos los redondos empleados en la construcción de la obra fueron suministrados por la S. A. Fábrica de Mieres. La capacidad de cada tolva es de 252 toneladas y como las construídas son 24 resulta una capacidad total de 6.048 toneladas.

Debido a la disposición de las 24 tolvas, en doble fila de 12, pueden entrar los vagones del f. c. y ponerse a la carga simultáneamente 24 vagones, habiéndose comprobado que el tiempo que se emplea en cargar un vagón es menor de 1 minuto (Figs. 8, 9 y 10).

#### DEPOSITO-FOSA Y GRUA ANEXO AL CARGADERO DE TOLVAS

Como parte principal del proyecto y a la vez complementaria de las tolvas descritas, se ha montado una grúa, capaz de mover 100 toneladas-hora, equipada con cuchara alemana "Ardel-

Werke”, la cual trabaja a completa satisfacción, tanto en lo que se refiere al cargue de carbón sobre vagón, como si se trata de apile o cargue sobre tolvas.

Esta grúa va montada sobre patas desiguales: una que apoya sobre el muro frontal del cargadero, y la otra sobre el tabique longitudinal de tolvas, pudiendo tener un recorrido de 60 metros, ampliable a casi todo el cargadero actual a mano para el apile y cargue de los carbones que provengan del lavadero.

Esta grúa tiene una luz de 13 metros entre centro de carriles de rodadura, y lleva un brazo saliente, para la descarga del carbón sobre tolvas, de 11 metros de longitud, que permite descargar la cuchara a 9 metros del eje del carril que va sobre el tabique de tolvas, pudiendo de este modo llenar fácilmente estos silos.

La altura máxima a que puede descargar la cuchara, tomada con relación al eje de la vía del f. c. es de 17,70 metros, pudiendo alcanzar el carbón apilado sobre tolvas una altura de 5 metros sobre la coronación de las mismas, sin que ello pueda ser peligroso, ya que la estructura de las tolvas se ha calculado teniendo esto en cuenta, quedando verdaderamente limitada esta arista superior de coronación del carbón por el encuentro de los dos taludes naturales que se forman, al efectuar el colmado de las mismas.

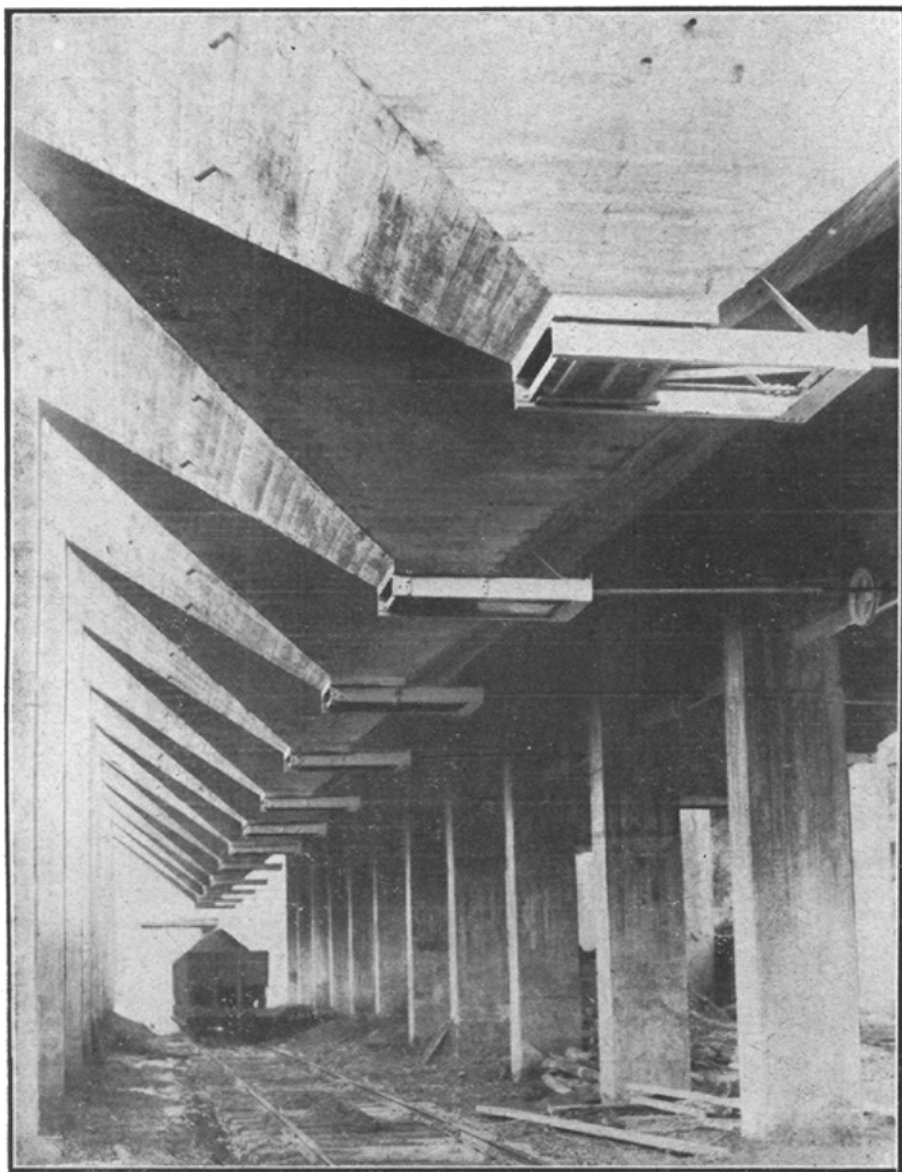
Este proyecto llevará una cinta transportadora que recoge el carbón a la salida del lavadero, y que marchando primero inclinada, y después en horizontal por encima de las tolvas, distribuirá el carbón en los diversos silos, haciendo uso a la vez de una pequeña cinta auxiliar, según se ve claramente en el esquema correspondiente. Ello no se ha montado todavía, esperando pueda hacerse al tener en explotación el nuevo pozo y si las circunstancias conómicas lo permiten.

Y una vez descritos los diversos sistemas, veamos el cálculo de sus instalaciones y el cuadro-resumen comparativo de todos ellos, que nos permitirá llegar a las deducciones prácticas, objeto final y principal de estos estudios del Congreso

## SISTEMA MANUAL

*Presupuesto para construir un cargadero a mano capaz de almacenar 8.000 toneladas*

Partiendo de un ancho de cargadero de 14 m. con puente para circulación de vagonetas de 4,50 m. de altura media y vía del fe-



**CARGADERO DE TOLVAS**

**Vista de la parte inferior de los embudos en una fila de las tolvas  
de Carbayín**

rocarril a ambos lados del cargadero, el carbón que se apila todo por gravedad es de 38,25 toneladas por metro lineal de cargadero. Para almacenar 8.000 toneladas necesitamos entonces con el ancho de 14 m. indicado, un cargadero de 210 m. de longitud y el número de toneladas que se pueden apilar por metro cuadrado de superficie resulta ser de 2,721 toneladas.

El costo del cargadero es el siguiente:

|                                                                        |       |                          |            |
|------------------------------------------------------------------------|-------|--------------------------|------------|
| Excavación en cimientos... ..                                          | 1.008 | m. <sup>3</sup> a 4 pts. | 4.032,00   |
| Mampostería..... ..                                                    | 2.602 | m. <sup>3</sup> " 30 "   | 78.060,00  |
| Relleno para macizo entre muros.                                       | 7.488 | m. <sup>3</sup> " 1 "    | 7.488,00   |
| Piso de hormigón... ..                                                 | 88,2  | m. <sup>3</sup> " 35 "   | 3.087,00   |
| Puente metálico de 4,50 m. alto y<br>210 m. largo a 98 pts. m. lineal. |       |                          | 20.580,00  |
|                                                                        |       |                          | <hr/>      |
|                                                                        |       |                          | 113.247,00 |
| 6 por 100 de imprevistos... ..                                         |       |                          | 6.794,82   |
|                                                                        |       |                          | <hr/>      |
| Total... ..                                                            |       |                          | 120.041,82 |

Calculada la anualidad correspondiente para amortización del costo del cargadero durante 20 años al 6 por 100 resulta ser de 10.455,64 pesetas.

De consiguiente el costo en tonelada sobre las 100.000 producidas será:  $\frac{10.455,64}{100.000} = 0,104$  pesetas por tonelada.

#### Resumen.

|                                                      |       |      |
|------------------------------------------------------|-------|------|
| Costo de apile y cargue por tonelada... ..           | 0,730 | pts. |
| Por tonelada de materiales y jornales de reparación. | 0,010 | —    |
| Costo por tonelada para amortización... ..           | 0,104 | —    |
|                                                      | <hr/> |      |
| Total... ..                                          | 0,844 | pts. |

### SISTEMA DEPOSITOS-TOLVAS

#### *Presupuesto de un cargadero para cargue con grúa capaz de almacenar 8.000 toneladas*

Separte de un ancho útil de cargadero de 14 m. depósito-fosa de 250 m. de altura y puente metálico de altura media de 7 metros, con vías del f. c. a ambos lados del cargadero.

El carbón que se puede apilar por metro lineal de cargadero

son 87,68 toneladas; se precisa para almacenar las 8.000 proyectadas un cargadero de 92 m. de longitud. El número de toneladas que se pueden apilar por metro cuadrado de superficie es de 6,21 toneladas.

El coste del cargadero es el siguiente:

|                                                          |                                |            |
|----------------------------------------------------------|--------------------------------|------------|
| Excavación en cimientos... ..                            | 480 m. <sup>3</sup> a 4 pts.   | 1.920,00   |
| Excavación en alzado... ..                               | 4.416 m. <sup>3</sup> " 3 "    | 13.248,00  |
| Mampostería.....                                         | 1.562,4 m. <sup>3</sup> " 30 " | 46.872,00  |
| Pisos de hormigón... ..                                  | 378 m. <sup>3</sup> " 35 "     | 13.230,00  |
| *Puente metálico, 92 m. a 113 pts.<br>metro lineal... .. |                                | 10.396,00  |
| Grúa completa para 90 tons.-h.                           |                                | 123.000,00 |
| Rodamiento grúa, 184 m. carril.                          |                                | 3.850,00   |
| Mano de obra, colocación carril,<br>a 2 pts. ml....      |                                | 368,00     |
|                                                          |                                | <hr/>      |
|                                                          |                                | 212.884,00 |
| 6 por 100 de imprevistos... ..                           |                                | 12.773,04  |
|                                                          |                                | <hr/>      |
| Total... ..                                              |                                | 225.657,04 |

Calculada la anualidad correspondiente para la amortización durante 20 años al 6 por 100 del costo del cargadero resulta ser 19.654,72 pesetas.

El costo en tonelada calculado sobre las 100.000 toneladas de producción será:  $\frac{19.654,72}{100.000} = 0,196$  pesetas por tonelada.

#### DEPOSITOS-TOLVAS

*Presupuesto del cargadero del Barredo, de la Sociedad Fábrica de Mieres, hallado por cubicación, según el perfil transversal y longitud del mismo que me fueron suministrados*

|                                             |                                       |                  |
|---------------------------------------------|---------------------------------------|------------------|
| Excavación para cimientos.....              | 1.881,20 m <sup>3</sup> a 3,00 ptas.  | 5.643,60         |
| Relleno de cimientos y tortada de hormigón. | 2.828,51 m <sup>3</sup> a 35,00 ptas. | 98.997,85        |
| Fundaciones de columnas .....               | 406,25 m <sup>3</sup> a 35,00 ptas.   | 14.218,75        |
| Estribos hormigón.....                      | 2.130,00 m <sup>3</sup> a 45,00 ptas. | 95.850,00        |
| Bóveda hormigón .....                       | 783,10 m <sup>3</sup> a 60,00 ptas.   | 46.986,00        |
| Muros mampostería .....                     | 379,97 m <sup>3</sup> a 30,00 ptas.   | 11.339,10        |
| Tierras en rellenos.....                    | 14.593,71 m <sup>3</sup> a 1,00 ptas. | 14.593,71        |
| Hormigón armado .....                       | 565,20 m <sup>3</sup> a 260,00 ptas.  | 146.952,00       |
| Hierro parte metálica .....                 | 67.557,00 kgs. 0,75 ptas.             | 50.667,75        |
| TOTAL.....                                  |                                       | <hr/> 485.248,76 |

DEPOSITO-TOLVAS

*Presupuesto de cargadero para 8.000 toneladas en apile por gravedad*

|                                    |           |                 |   |       |    |            |
|------------------------------------|-----------|-----------------|---|-------|----|------------|
| Excavación para cimientos... ..    | 1.968,00  | m. <sup>3</sup> | a | 3,00  | p. | 5.904,00   |
| Relleno de cimientos hormigón..... | 1.968,00  | m. <sup>3</sup> | a | 35,00 | p. | 68.880,00  |
| Estribos hormigón... ..            | 2.619,90  | m. <sup>3</sup> | a | 45,00 | p. | 117.895,50 |
| Bóveda hormigón... ..              | 963,09    | m. <sup>3</sup> | a | 60,00 | p. | 57.785,40  |
| Encachado por encima de la bóveda. | 663,00    | m. <sup>3</sup> | a | 6,00  | p. | 3.978,00   |
| Piso de hormigón... ..             | 754,60    | m. <sup>3</sup> | a | 30,00 | p. | 22.638,00  |
| Partes metálicas... ..             | 23.057,00 | k.              | a | 0,75  | p. | 17.292,75  |
| Total .....                        |           |                 |   |       |    | 294.373,65 |

*Presupuesto de cargadero para 8.000 toneladas en apile por gravedad y a brazo*

|                                    |           |                 |   |       |    |            |
|------------------------------------|-----------|-----------------|---|-------|----|------------|
| Excavación para cimientos... ..    | 936,00    | m. <sup>3</sup> | a | 3,00  | p. | 2.808,00   |
| Relleno de cimientos hormigón..... | 936,00    | m. <sup>3</sup> | a | 35,00 | p. | 32.760,00  |
| Estribos hormigón... ..            | 1.246,05  | m. <sup>3</sup> | a | 45,00 | p. | 56.072,25  |
| Bóveda hormigón... ..              | 458,05    | m. <sup>3</sup> | a | 60,00 | p. | 27.483,00  |
| Encachado por encima de la bóveda. | 315,31    | m. <sup>3</sup> | a | 6,00  | p. | 1.891,86   |
| Piso de hormigón... ..             | 645,61    | m. <sup>3</sup> | a | 30,00 | p. | 19.638,30  |
| Partes metálicas... ..             | 11.794,00 | k.              | a | 0,75  | p. | 8.845,50   |
| Total.....                         |           |                 |   |       |    | 149.498,91 |

*Coste de un cargadero de silos para 8.000 toneladas con una longitud de 80 metros en dos filas de tolvas*

|                                                                                                  |            |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| Excavaciones en cimientos para pilares. 1.500 m. <sup>3</sup> a 4 pts.                           | 6.000,00   |
| 1.472 m. <sup>3</sup> de hormigón armado a 300 pts....                                           | 441.600,00 |
| Cintas transportadoras para llevar el carbón desde el lavadero a las tolvas y distribuirlo... .. | 106.666,66 |
|                                                                                                  | <hr/>      |
|                                                                                                  | 554.266,66 |
| 6 por 100 de imprevistos... ..                                                                   | 33.255,99  |
|                                                                                                  | <hr/>      |
| Total... ..                                                                                      | 587.522,65 |
| Anualidad de amortización de tolvas (30 años)....                                                | 32.227,20  |
| Anualidad de amortización de cintas, accesorios, etcétera (20 años)....                          | 12.183,27  |
|                                                                                                  | <hr/>      |
| Total... ..                                                                                      | 44.410,47  |

RESUMEN DE LOS DIVERSOS SISTEMAS

*Cargadero tipo de 8.000 toneladas*

| SISTEMAS                     | Coste total del cargadero       | Coste del cargadero por tonelada depositada | Toneladas apiladas por m <sup>2</sup> de superficie horizontal | Coste total de apile y cargue sin amortización | Coste total de apile y cargue con amortización |        |
|------------------------------|---------------------------------|---------------------------------------------|----------------------------------------------------------------|------------------------------------------------|------------------------------------------------|--------|
| Sistema manual.....          | 120.041,82                      | 15,005                                      | 2,721                                                          | 0,74                                           | 0,844                                          |        |
| Sistema depósitos-fosas..    | 225.657,04                      | 28,207                                      | 6,21                                                           | 0,265                                          | 0,461                                          |        |
| Sistema de-<br>pósito-tolvas | { Por gra-<br>vedad.            | 294.373,65                                  | 36,796                                                         | 4,30                                           | 0,1878                                         | 0,3997 |
|                              | { Por gra-<br>vedad y<br>paleos | 149.498,91                                  | 18.687                                                         | 5,01                                           | 0,2198                                         | 0,3274 |
| Sistema-tolvas .....         | 587.522,65                      | 73,440                                      | 7,01                                                           | 0,0838                                         | 0,528 <sup>(1)</sup>                           |        |

(1) El coste real en este procedimiento según se razona en la comparación de sistemas es de 0,32 pesetas como consecuencia de una depreciación menor del carbón, un despacho rápido de barcos y un rendimiento mayor del vagón, que podrá ser tenido en cuenta por las Compañías ferroviarias. Existe también la ventaja de los cargues en huelgas, ya que un empleado puede solo ocuparse de ello.

COMPARACION DE SISTEMAS.

*Ventajas e inconvenientes del sistema manual.*—Es de un costo bajo de primera instalación con relación a los otros sistemas, pues solo es de 15 pesetas por tonelada apilada. En el ancho que debe fijarse para plaza no debe considerarse una zona superior a la que fija el carbón, según lo indicado anteriormente después de dos paleos, pues pasar de ella sería recargar extraordinariamente el coste de apile y cargue, y ese espacio será, más que plaza, un hogar, pues el carbón se cargará de él casi siempre combustionado.

Otra desventaja del sistema es su poca capacidad, consecuencia de lo que resulta de apile por metro cuadrado de superficie, ya que según los resultados obtenidos es de 2,72 toneladas por metro cuadrado. La capacidad de cargue es también pequeña aunque se disponga de una línea de atraque elevada. Puede calcularse que con el personal normal en grupos de una producción aproximada de 100.000 toneladas el cargue es de 600 toneladas en

jornada de 8 horas. Y, por último, el precio de coste de apile y cargue resulta el más elevado, alcanzando, según hemos visto, 0,74 sin amortización y 0,844 con amortización, debiendo hacer constar que éste es un coste mínimo.

*Sistema depósitos-fosas.*—En este sistema el coste es desde luego más elevado que en el de mano, pero mucho más bajo que en los dos sistemas restantes, resultando el precio de coste de cargadero por tonelada apilada de 28,207. La capacidad de apile por metro cuadrado puede ser muy variable según la anchura y altura que puede darse a la pila, pero el término medio normal calculado es de 6,21 toneladas contra sólo 2,72 que tenemos en el caso anterior. El precio de coste de apile y cargue también resulta económico, a saber: 0,26 pesetas sin amortización, y 0,461 con amortización de la instalación.

Como en todo elemento mecánico o por gravedad, el personal queda reducido al mínimo, pues basta un maquinista para efectuar los apiles y cargues necesarios.

Tiene una primera desventaja, o puede tenerla, y es que la capacidad de cargue horaria es baja, generalmente comprendida entre 50 y 100 toneladas-hora, en los casos mínimos y máximos que para grúas de cargaderos en mina puedan fijarse. Otra desventaja que ya se indicó para el cargadero manual y muy digna de tenerse en cuenta es que el carbón más antiguo siempre tiende a quedar sin cargar y los espacios vacíos que dejan los volúmenes cargados son inmediatamente sustituidos por carbón de reciente producción y así sucesivamente, por lo cual se originan siempre pérdidas cuantiosas por depreciación de calidad y cuando llegan las combustiones espontáneas la desvaloración es casi completa.

Otra desventaja que también se le puede achacar, y que afecta también a los cargaderos siguientes, es que sólo debe utilizarse para granzas y menudos, pues las galletas y cribados darían en las operaciones a que se les somete demasiado menudo, que se cargaría con ellos, depreciando el producto.

#### SISTEMA DE DEPOSITOS-TOLVAS

El coste de cargadero por tonelada apilada resulta en este caso de 36,79 pesetas contra 28,20 en el de grúas, y 15 pesetas en el de mano.



La capacidad de apile por metro cuadrado de planta disminuye con relación al de grúa, que es de 6,21, pero es mayor que el de mano, que era 2,72 toneladas por metro cuadrado.

El coste de tonelada apilada y cargada sin amortización es de 0,19 pesetas y con ella de 0,39, por lo cual se ve que tienen una economía total sobre el de grúa de unos 0,07 pesetas en tonelada, ya que en aquél el precio total era de 0,46 pesetas. He de hacer observar, sin embargo, que este cargadero para que resulte económico en su construcción es preciso que el perfil del terreno u obras necesarias para otras instalaciones favorezcan su construcción, pues de no ser así el precio de la primera instalación resulta mucho más elevado, ya que en los extremos del perfil transversal habrá que construir dos muros en toda su longitud de más de 10 metros de altura, o ampliar el cargadero para mayor capacidad y dos nuevas vías, construyendo pantallas de hormigón armado u otro sistema de retención del carbón; pero entonces el coste es elevadísimo y las cifras unitarias calculadas rebasan de las indicadas anteriormente, resultando por ello este sistema impracticable.

Son cargaderos de gran capacidad de apile y cargue, como he indicado al hacer su descripción, pudiendo alcanzar más de 2.000 toneladas diarias de cargue en jornada de 10 horas. Sólo deben utilizarse como el anterior para granzas y menudos por las mismas razones dichas entonces.

Y, por último,

*Sistema de tolvas.*—El coste total de unas tolvas para 8.000 toneladas y construídas de hormigón armado asciende a 587.522,65, incluyendo en ellas 106.666 pesetas de una cinta transportadora y distribuidora del carbón que vaya por encima.

El coste por tonelada ensilada resulta ser de 73,40 pesetas aproximadamente, el doble del más caro de los anteriores el de depósito-tolva, que asciende en el caso económico descrito a 73,40 pts. aproximadamente el doble del más caro de los anteriores el de depósito-tolva que asciende en el caso económico descrito a 36,79 pts.

La capacidad por metro cuadrado de superficie horizontal ocupada es de 7,01, la máxima de todos los sistemas, y el coste de apile y cargue es sólo de 0,08 pts. Teniendo en cuenta la amortización, resulta de 0,52 pts., por lo cual hay una diferencia de 0,06 en favor del sistema de grúa sobre el de tolvas; pero he de hacer presente en cambio otras ventajas muy grandes de las tolvas sobre el sistema de grúas, único en el cual pueden económicamente establecerse comparaciones, y son:

• Primera. Que el carbón más antiguo es el que primero se carga, y por tanto las pérdidas enormes que suponen las combustiones espontáneas y la depreciación de calidad por estancia prolongada en las pilas desaparecen.

Segunda. La gran capacidad de cargue. En las tolvas de Carbayín descritas puede asegurarse que, disponiendo de material y efectuando el f. c. las maniobras necesarias se cargan 4.000 toneladas diarias. En la hipótesis, quizás teórica, de que los medios de embarque en puerto estuviesen dispuestos para recibir ese tonelaje, además del normal que llega de las cuencas, y la marcha del f. c. lo permitiera, un barco de aquella capacidad se despacharía en un solo día, y calculando que los gastos de ese barco fueran de 0.25 pts. tonelada y día, el coste diario del mismo será de 1.000 pts.

Si ese barco se carga a mano o con grúa es probable la estancia de 8 días en puerto para una carga de 500 toneladas por día en jornada ordinaria, y por tanto un gasto para el mismo en total de 8.000 pesetas.

Si ese barco se despacha en un día se habrá tenido una economía por el armador o por mina o por ambos, debido al rápido despacho, de 7.000 pts., lo cual supone una economía de 1,76 en tonelada.

Aunque no consideremos esa hipótesis, aunque es bien factible, sí debemos tener en cuenta la enorme ventaja que la rápida carga presenta; y no peco de optimista ni exagerado si aseguro que por ese rápido cargue en tolvas se puede obtener sobre tonelada total de producción una economía de 0.20 pts. en tonelada.

Siendo esto así, el coste de apile y cargue neto en el sistema de tolvas será: de 0.32 pts., quedando con ello muy por debajo de los otros sistemas, y ello sin valorar lo que representa el carbón que no se deprecia ni quema.

Otra ventaja notable se obtiene con el sistema de tolvas, y es la poca estancia de los vagones en cargadero por el rápido despacho de los trenes. En los cargaderos a mano y grúa la estancia media de los vagones en cargadero, según estadísticas que hemos llevado en el grupo, es de 3 horas, mientras que con las tolvas no debe llegar a media hora, y la máquina que mete el material puede volver después de ese tiempo a sacarlo. Ello a quien favorece notablemente es a las Compañías del f. c., pues con mucho menos material pueden atender perfectamente todo el volumen a transportar. Por ello los f. c. debieran alentar la construcción de tolvas, facilitando, incluso, una parte o el todo del dinero de coste a un

interés módico, que luego podría ser amortizado lentamente con un recargo sobre el precio de tonelada transportada dentro de un número de años hasta su total extinción. Con ello las Empresas mineras no se resentirían por elevados desembolsos monetarios, y dotarían, en cambio, a sus grupos de instalaciones modernas y económicas para estas operaciones de apile y cargue, y las Empresas ferroviarias alcanzarían un máximo rendimiento a su material

### CONCLUSIONES

Que en todas las minas de una mediana producción deben procurarse instalaciones de cargaderos mecánicos, bien de depósitos-grúas o de depósito-tolvas, o mejor dicho de un sistema mixto, es decir, un depósito-fosa para tener un gran volumen de apile y unas tolvas económicas para intensificar la capacidad de cargue. Con ello, aparte de las ventajas económicas que hemos señalado, también alcanzaremos a dulcificar el trabajo, haciéndolo más llevadero.

---

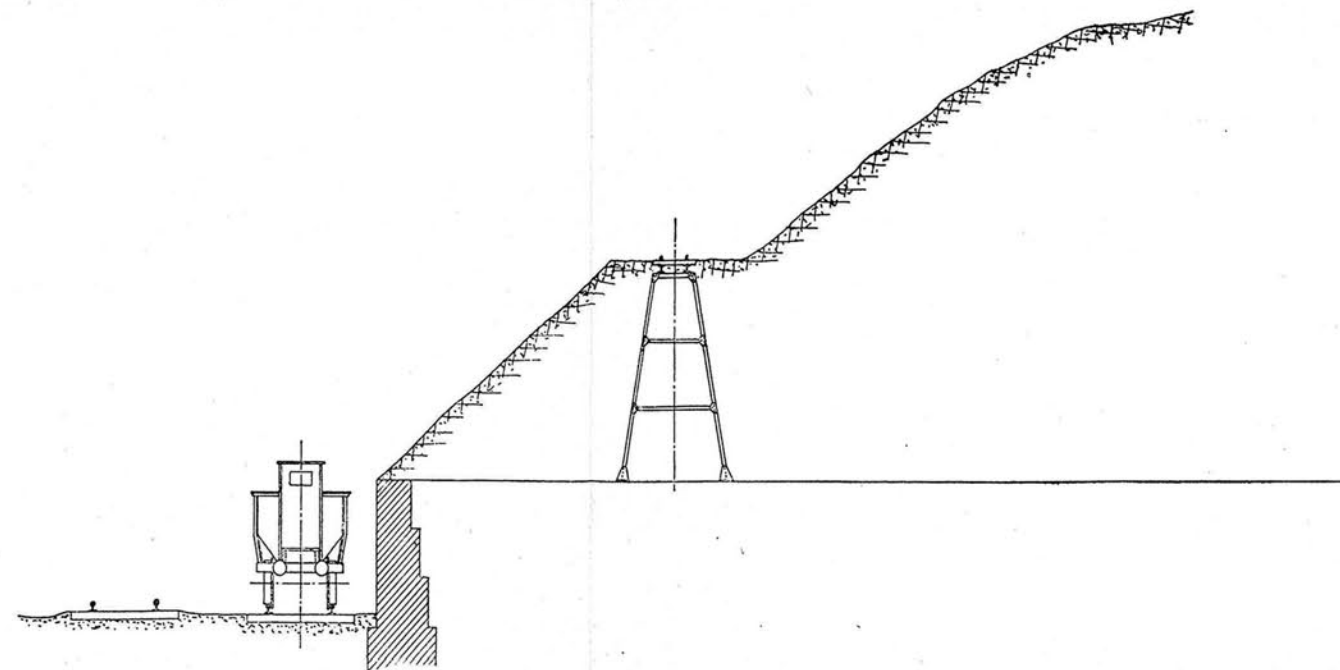


Fig. 1.—(Sistema manual), Cargadero de una sola vía. Corte transversal

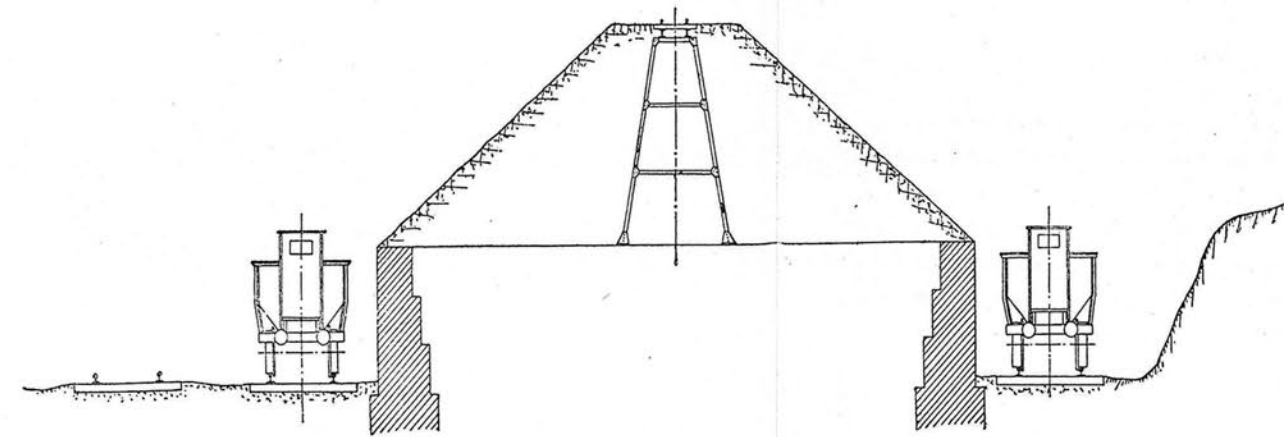
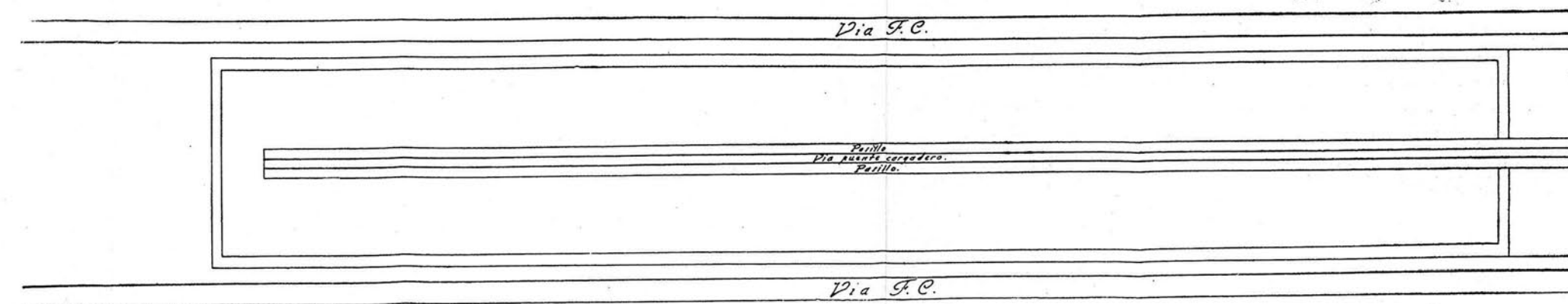
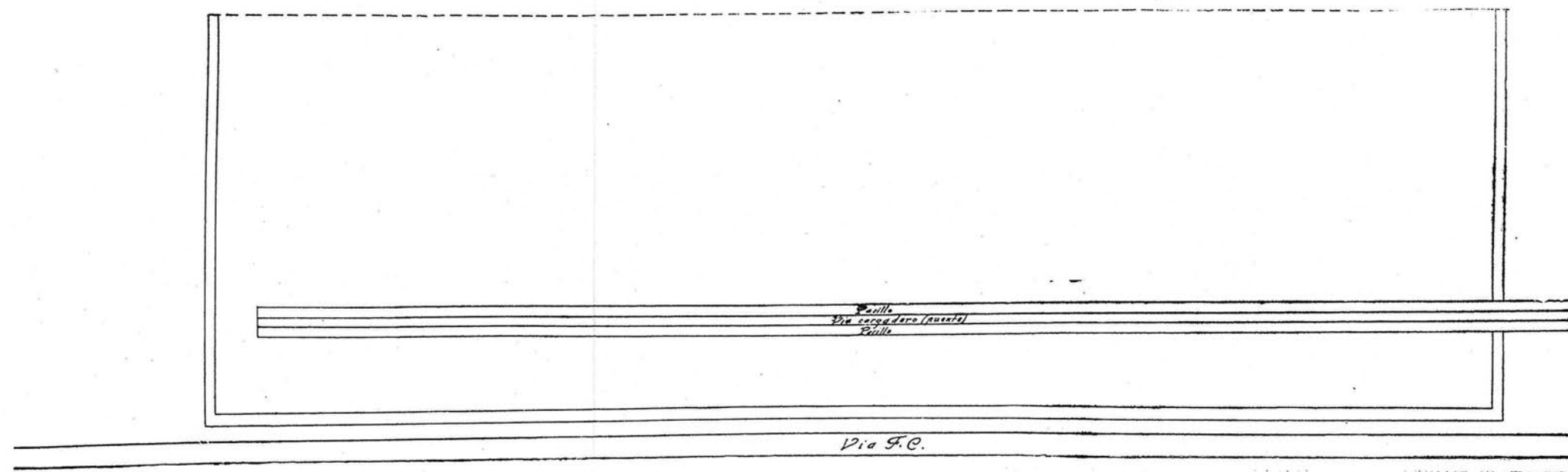


Fig. 2.—Sistema manual. Cargadero de doble vía



Planta



Planta

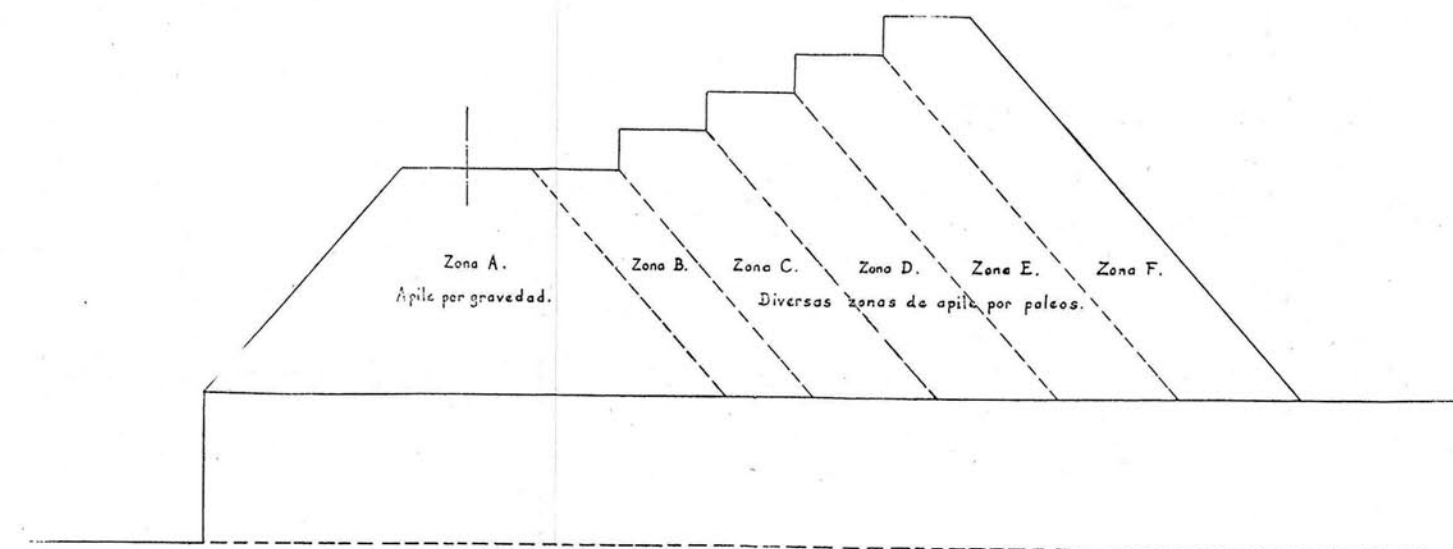


Fig. 3.—(Sistema manual). Zonas de apile

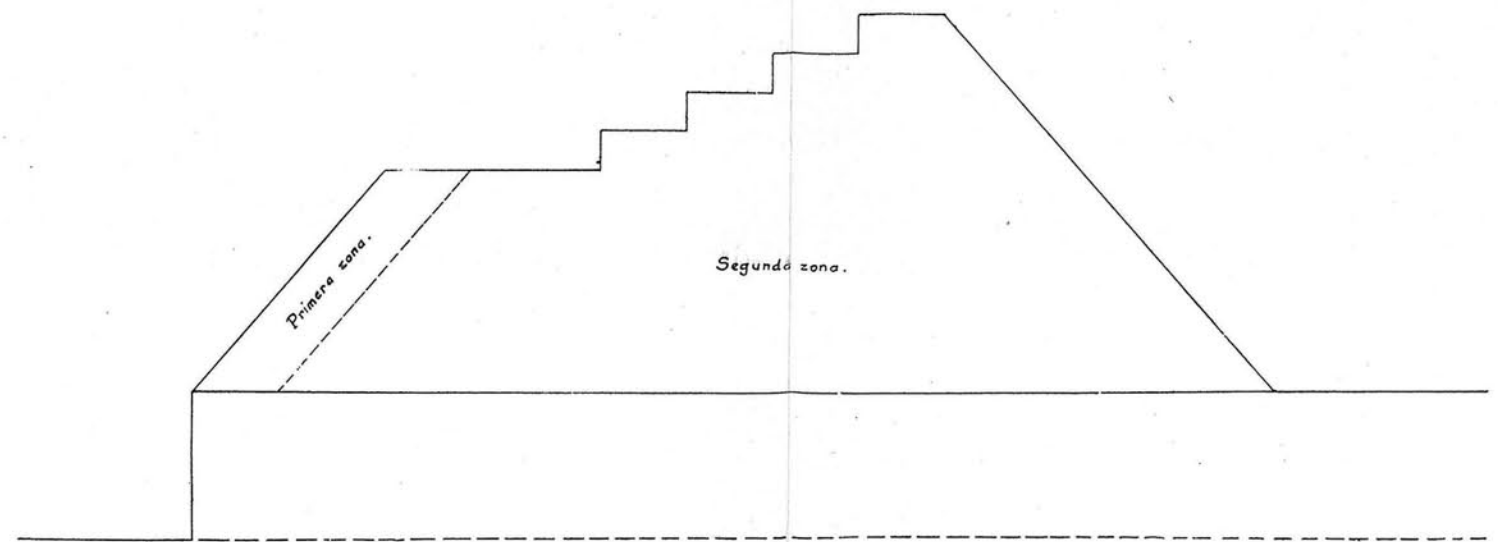


Fig. 4. - (Sistema manual). Zonas de cargue

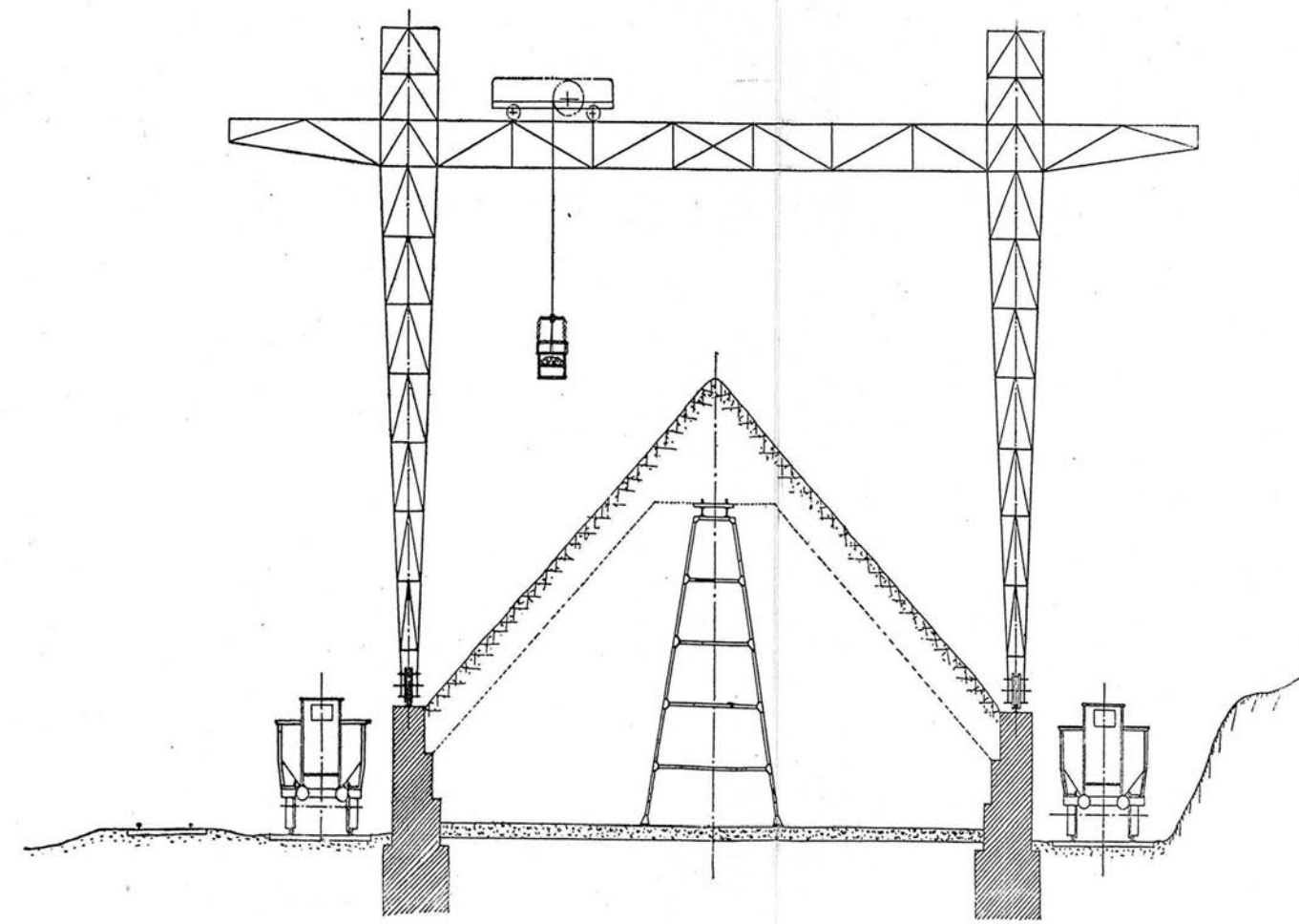


Fig. 5. - (Sistema de depósitos fosas). Corte transversal

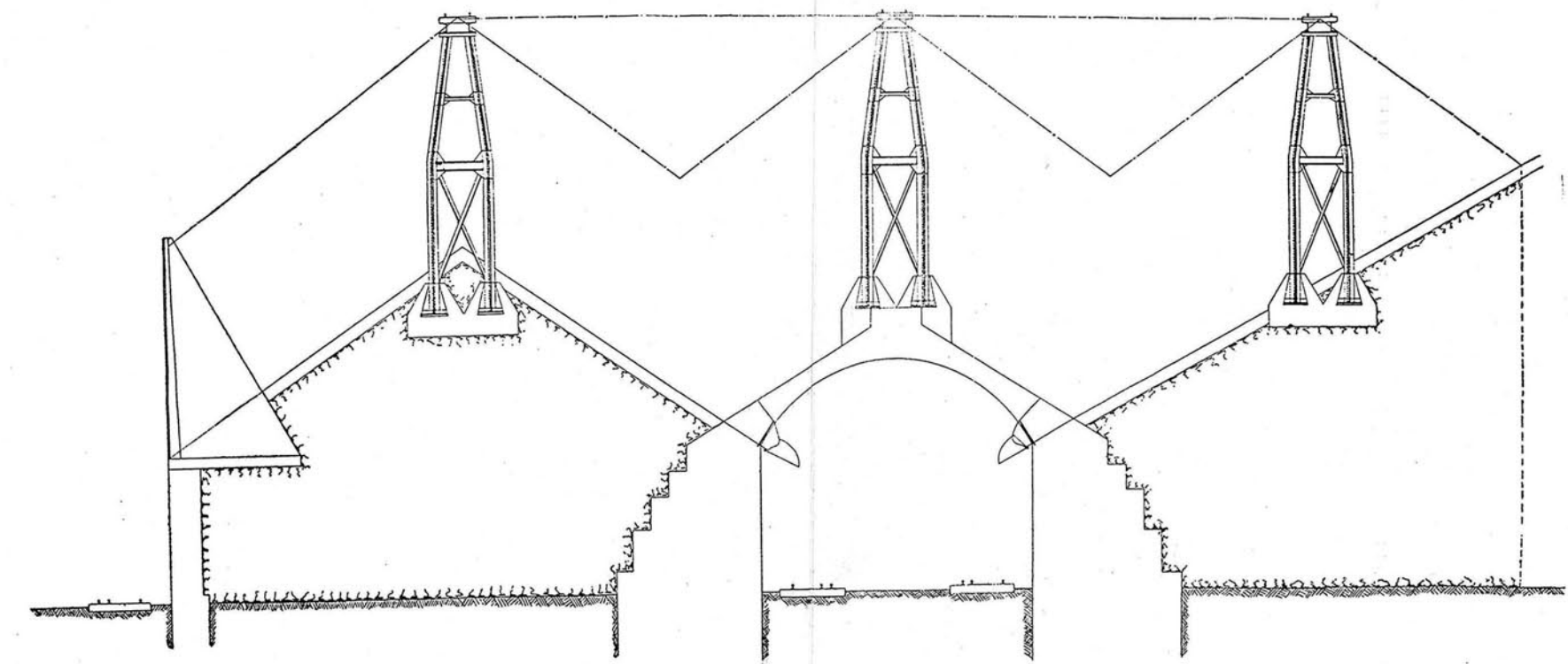


Fig. 7. - Corte transversal del cargadero del Barredo de la mina Mariana

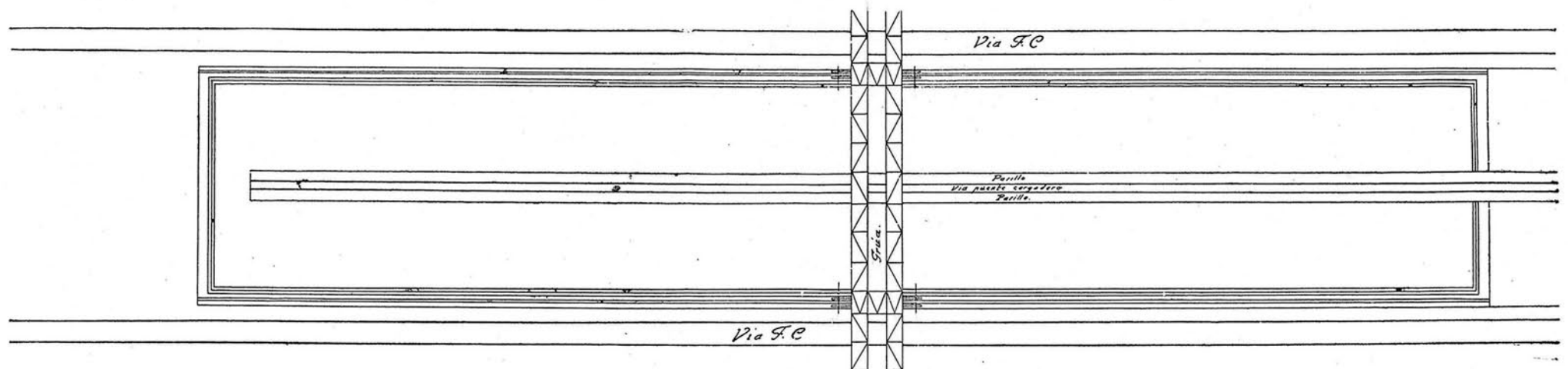


Fig. 6. - (Sistema de depósitos fosas). Planta



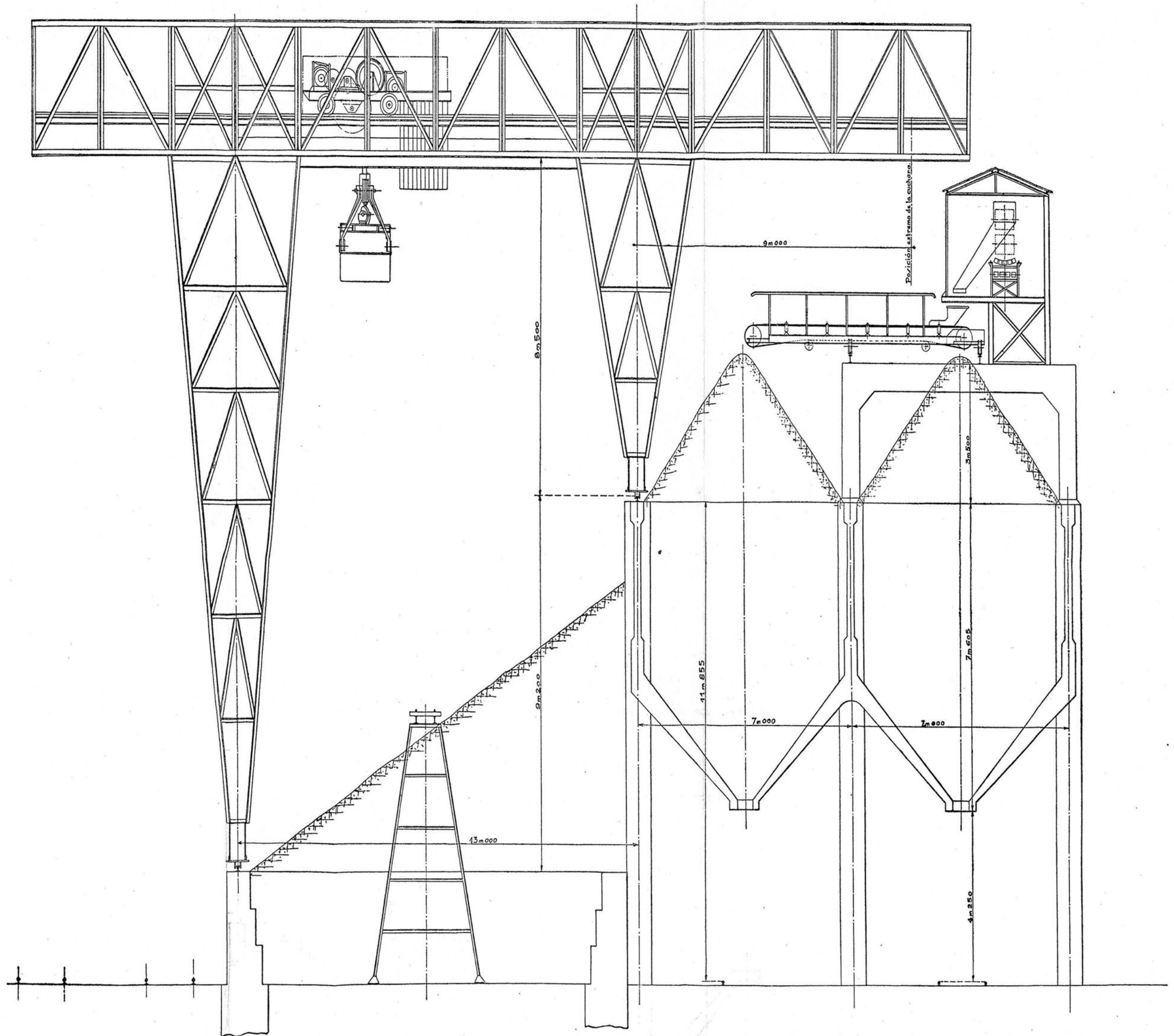


Fig. 10.—Corte transversal del cargadero en construcción en el grupo Pumarabule de la Sociedad Anónima Minas de Langreo y Siero

Capacidad de cada tolva ..... 252 tdas.  
 Número de tolvas ..... 24 tdas.

G. JUNQUERA

---

## DOTACION DE LOS PUERTOS ASTURIANOS PARA EL EMBARQUE DE CARBONES.

---

La falta de costumbre de presentar trabajos a Congresos de especialistas, hace que sólo el pensar que hay que realizar un trabajo de esta naturaleza se preocupe uno excesivamente algo semejante al que precisa sufrir un examen; pero cuando además lleva la agravante de acudir a él con un tema forzado, la preocupación llega al máximo y la gestación y desarrollo del trabajo se dificulta grandemente. Sin embargo la importancia del tema y singularmente la delicada invitación de la digna y laboriosa presidencia de la Agrupación de Ingenieros de Minas del Noroeste, nos fuerzan y obligan a corresponder, aun cuando sea modestamente, pero con la mayor voluntad y nuestro mejor deseo.

El tema es de por sí de la mayor importancia y trascendencia para la minería asturiana, ya que no basta extraer el carbón, sino que es preciso darle salida y situarlo fácilmente sobre el mercado consumidor.

La situación excéntrica de nuestra cuenca, la más importante de España, su proximidad a la costa, y la topografía de la península, son causas que han dado enorme preponderancia al transporte marítimo como más económico, a pesar del mayor recorrido y como de mejor adaptamiento a mayor volumen de tráfico. Las estadísticas del movimiento de carbón en los puertos comparadas con la de producción de carbones acusan un constante aumento en el tanto por ciento del carbón enviado por vía marítima, sobrepasando en estos últimos años la cifra del 70 por 100 de la producción.



Por esta razón, por ser el cauce de mayor salida el de los puertos, y estando este cauce limitado, a manera de compuertas, por los elementos de carga de que aquéllos disponen, es muy interesante el conocimiento de esos elementos, su capacidad de carga y su relación con el tonelaje a mover, pues un estrangulamiento, en ellos, repercutiría necesariamente en la producción conteniéndola y limitando su natural desarrollo.

No conocemos ningún trabajo sobre esta cuestión, lo que nos ha hecho juzgar el tema, como de gran acierto.

Es natural que comience este trabajo por una exposición detallada de los elementos que para la carga de carbones dispone cada uno de los tres puertos Gijón-Musel, San Juan de Nieva y San Esteban con especificación de las características técnicas, más salientes, de cada uno de ellos.

A esta relación de elementos, debe de seguir un estudio analítico de las necesidades que han de satisfacer, o sea de la cantidad, tamaños y clases de los carbones que se embarcan en su conjunto y por puertos; así como también un estudio analítico de cómo se satisfacen, es decir, la eficiencia de los artefactos que los cargan, en su totalidad, por puertos y a ser posible cada elemento separadamente. Estudio árido de estadísticas que requerirá necesariamente algunos cuadros y gráficos que hagan resaltar más fácilmente sus resultados.

Habrà de completarse el trabajo con un estudio sintético de las dos partes anteriores, agrupando los puertos por sus características esenciales, así como los elementos de carga, a fin de poder deducir las ventajas e inconvenientes que les son comunes y condiciones que de su mejor aprovechamiento se deduzcan en relación con las mercancías a mover en cuanto a su volumen y a las condiciones y circunstancias de que van acompañadas.

## I

### ELEMENTOS PARA EMBARQUE DE CARBONES EN LOS PUERTOS DE ASTURIAS

#### *SAN ESTEBAN DE PRAVIA.*

Este puerto se abrió al servicio público el año 1907 dotado, entonces, para el embarque de carbones con dos cargaderos fijos, del mismo tipo, que consisten en una plataforma basculante, situada a 14,30 metros y 13,10, respectivamente (cargaderos 1 y 3),

sobre la B. M. V. E. Cuando el vagón cargado entra en la plataforma, gira ésta alrededor de un eje horizontal por quedar el centro de gravedad del vagón por delante de dicho eje, y una vez descargado el vagón, la hace volver a su primitiva posición un contrapeso enganchado a la parte posterior de la plataforma.

El tiempo invertido en una maniobra del basculador no llega a tres minutos y su rendimiento teórico es de 240 toneladas a la hora.

Los vagones tienen una capacidad de 10 toneladas.

El año 1917 se instala un tercer cargadero fijo del mismo tipo y características, y situado a 16,10 metros sobre la B. M. V. E.

Posteriormente, uno de estos cargaderos, el número 2, sufrió una modificación para poder cargar por él vagones de 20 toneladas. Se alargó la plataforma a 8 metros de longitud y se le dió el movimiento de báscula, mediante un tornillo sin fin que eleva el extremo posterior de la plataforma y que está movido por una tuerca sobre la que aquél se apoya y que está mandada por un motor eléctrico.

Este basculador puede actuar indistintamente con vagones de 10 ó de 20 toneladas, siendo su capacidad de carga la misma en ambos casos.

Estos cargaderos pertenecen a la Sociedad Ferrocarril Vasco-Asturiana, así como la grúa pórtico de 45 toneladas que se instaló en el año 1924 y cuyas características principales son las siguientes:

|                                        |   |                                                                                     |
|----------------------------------------|---|-------------------------------------------------------------------------------------|
| Velocidad de elevación... ..           | { | Con vagones, 6 mts. por minuto                                                      |
|                                        |   | Con cuchara, 12 mts. por minuto                                                     |
| Velocidad de giro... ..                |   | Una vuelta por minuto.                                                              |
| Velocidad de basculación... ..         | { | Con vagones, 6 mts. por minuto                                                      |
|                                        |   | Con cuchara, 12 mts. por minuto                                                     |
| Velocidad de traslación... ..          |   | Con 45 tons. 8 mts. por minuto.                                                     |
| Velocidad de arrastre de vagones... .. |   | 20 mts. por minuto.                                                                 |
| Altura de la pluma... ..               | { | Del carril al eje de las poleas... .. 18,45 m.                                      |
|                                        |   | Del carril a la parte inferior del gancho en su posición más elevada... .. 15,55 m. |

|                                  |   |                                                                                 |          |
|----------------------------------|---|---------------------------------------------------------------------------------|----------|
| Altura de elevación del vagón... | } | Desde el carril a la parte inferior de la plataforma en posición horizontal ... | 10,45 m. |
|                                  |   | Id. id. inclinada... ..                                                         | 5,45 m.  |

El muelle tiene una altura de 4,00 metros sobre la B. M. V. E.

|                                               |                  |
|-----------------------------------------------|------------------|
| Radio de acción de la pluma... ..             | 13,50 mts.       |
| Rendimiento teórico por hora... ..            | 240 tns.         |
| Anchura del pórtico entre carriles... ..      | 7,50 tns.        |
| Contrapeso... ..                              | 80 tns.          |
| Peso total de la grúa con su contrapeso... .. | 226 tns.         |
| Casa suministradora... ..                     | Babcock & Wilcox |
| Fecha de la instalación... ..                 | 1924             |
| Clase de energía... ..                        | Eléctrica        |

Descarga indistintamente un vagón de 20 toneladas o dos juntos de 10.

Está provista de una cuchara Priestman de 5 toneladas de capacidad.

Tiene motores independientes para cada movimiento y puede hacerlos todos a un tiempo.

En el año 1931 la Junta de Obras del Puerto de San Esteban instala una nueva grúa de 45 toneladas, de características iguales a las consignadas anteriormente.

Montadas ambas grúas sobre la misma alineación de muelle se las ha dotado de un depósito común capaz de almacenar unas cinco mil toneladas de menudo, con una altura de cinco metros. Las dimensiones de este depósito son: largo 100 metros, fondo 9 metros y profundidad 1,40 metros. De este depósito pueden tomar carbón las cucharas Priestman de que van dotadas las grúas.

Completará la dotación de este puerto la instalación de tolvas que tiene en construcción la Junta de Obras, en número de 20 con una capacidad de 1.000 toneladas por tolva, lo que hace un almacenamiento total de 20.000 toneladas. Los vagones del ferrocarril Vasco-Asturiano bascularán en una tolva que puede almacenar hasta 5.000 toneladas, de donde por un conjunto de un elevador de cangilones y un transportador horizontal de cinta montada en un puente a 18 metros de altura, distribuye el carbón sobre las tolvas. Estas descargan sobre un transportador de cinta que lo distribuye sobre otras cuatro cintas móviles y normales a la primera, que envían el carbón a las bodegas del buque porteador, a razón de 700 toneladas hora.

**SAN JUAN DE NIEVA.**

Comenzó la explotación de este puerto el año 1894 y contaba el año 1910 con un equipo para embarque de carbones compuesto de dos grandes grúas pórtico de 45 toneladas y cuyas características más importantes son las siguientes:

|                                                                                           |                      |
|-------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------|
| Velocidad de elevación...                                                                 | 6 ms. por minuto.    |
| Velocidad de giro...                                                                      | 1 vuelta por minuto. |
| Velocidad de baculación...                                                                | 30 segundos.         |
| Velocidad de traslación...                                                                | 18 ms. por minuto.   |
| Velocidad de arrastre de vagones, con 180 tns.                                            | 31 ms. por minuto.   |
| Altura de elevación del vagón, desde el nivel del carril a la parte inferior del vagón... | 14 metros.           |
| Radio de acción de la pluma...                                                            | 12 metros.           |
| Capacidad bruta por unidad de trabajo...                                                  | 43 toneladas.        |
| Capacidad útil por unidad de trabajo...                                                   | 20 toneladas.        |
| Rendimiento teórico por hora...                                                           | 200 tns.-hora.       |
| Anchura del pórtico entre carriles...                                                     | 9 metros.            |
| Contrapeso...                                                                             | 50 toneladas.        |
| Casa suministradora: Mrs. Corrans Sheldon and Company, Carlisle (Inglaterra).             |                      |
| Fecha de la instalación...                                                                | Julio de 1923.       |
| Clase de energía...                                                                       | Vapor.               |

Completaban esta equipo cuatro grúas de tres a 5 toneladas con una capacidad teórica de trabajo total de 600 toneladas-día (8 horas de trabajo).

Aumentan la capacidad de cargue: en 1921 con otra grúa chica de 5 toneladas; en 1924, con otra grúa pórtico de 45 toneladas, de características semejantes a las consignadas para las dos anteriores, y en 1925 con otra grúa pequeña de cinco toneladas.

Aun cuando el puerto dispone de otras tres grúas pequeñas de 3 toneladas que en ocasiones se utilizan para el embarque de carbones, para nuestro trabajo no las tomamos en consideración por destinarse principalmente para el tráfico de mercancías y cereales.

**MUSEL-GIJON.**

Aun cuando el puerto de Gijón es el más antiguo de los tres y el embarque de carbones por la Dársena data de hace bastantes

años, sin embargo no tenía verdadera importancia hasta tanto que no se puso en explotación el puerto del Musel.

Las primeras operaciones por este puerto fueron el año 1908, pero este año y el siguiente pueden considerarse como instalación y la explotación normalizándose el año 1910.

En este año contaba el puerto de Gijón: Con la grúa puente de la dársena, propiedad de la Sociedad F.-C. de Langreo. Esta grúa puente con un ancho en sus patas, entre carriles de 8 metros, una altura de 8 metros, una potencia de 20 toneladas y un rendimiento de 130 toneladas hora recoge los vagones del citado ferrocarril, que son de descarga de fondo y de una capacidad de 10 toneladas, elevándolos y trasladándolos horizontalmente sobre la bodega del buque.

#### *EL PUERTO DEL MUSEL.*

Con una grúa móvil de pórtico de 8 metros de ancho, entre carriles, una potencia de 30 toneladas y una capacidad de carga de 100 toneladas hora, propiedad de la misma Sociedad, instalada en el dique Norte.

Con una grúa puente, doble, de un ancho en sus patas, entre carriles de 10 metros una altura de 10,23 metros, una potencia de ocho toneladas cada puente y una capacidad de carga de 1.500 toneladas en ocho horas de trabajo. Está servida por un juego de calderos de cinco toneladas de capacidad cada uno de ellos.

Con un cargadero fijo, basculante, para vagones de 20 toneladas de testeros móviles, tipo f.-c. de la Compañía del Norte, a una altura de 12,20 metros sobre el nivel del muelle y una capacidad de carga de 2.000 toneladas en ocho horas.

Estos dos cargaderos, hoy de la Junta de Obras, fueron construídos por la Sociedad Sindicato Asturiano del Puerto del Musel y están servidos por un túnel que los pone en comunicación con la estación de término y clasificación de Aboño. De la boca Este del túnel parte un puente de cemento armado de 183,32 metros de longitud que sirve a los dos cargaderos; a los 42,85 metros termina sobre dos tolvas, con una cabida total de 24,314 metros cúbicos; la vía que sirve al cargadero de los puentes-grúas, continuando la otra hasta el extremo del puente en donde va instalado el basculador. Las tolvas alimentan los calderos que, colocados sobre unos carros eléctricos, son transportados hasta el

punte-grúa que los engancha y mediante movimientos de elevación, transporte horizontal y descenso, los vuelca en la bodega del buque.

Estos dos cargaderos situados en el muelle de Rivera, van sobre dos alineaciones perpendiculares entre sí y la de los puentes-grúas mira al Norte y la del cargadero fijo al Este.

En 1911 la empresa F.-C. de Langreo instala una nueva grúa de pórtico de características idénticas a la primera.

En 1923 la misma entidad instala otra tercera grúa pórtica y otra idéntica en 1927.

Las características de todas las grúas anteriores pertenecientes a la Sociedad F.-C. de Langreo se resumen en el siguiente cuadro:

## Compañía del Ferrocarril de Langreo

### Características de las gruas

|                                                                                              | PUERTO DEL MUSEL |       |           | Dársena |
|----------------------------------------------------------------------------------------------|------------------|-------|-----------|---------|
|                                                                                              | N.º 1            | N.º 2 | N.º 3 y 4 |         |
| Potencia de la grúa, toneladas... ..                                                         | 30,—             | 30,—  | 20,—      | 20,—    |
| Velocidad de elevación, metros por minuto... ..                                              | 5,50             | 5,50  | 6,50      | 1,80    |
| Velocidad de giro, vueltas por minuto... ..                                                  | 1,—              | 1,—   | 1,25      | 15,24   |
| Velocidad de traslación, metros por minuto... ..                                             | 6,—              | 8,—   | 12,—      | 12,20   |
| Velocidad de arrastre de vagones, metros por minuto... ..                                    | 30,—             | 30,—  | 30,—      | 18,—    |
| Altura de la pluma, metros... ..                                                             | 15,—             | 15,—  | 15,—      | 8,—     |
| Altura de elevación del vagón, desde el nivel del carril a la parte inferior del vagón... .. | 6,50             | 7,—   | 8,—       | 3,50    |
| Radio de acción de la pluma, metros... ..                                                    | 11,—             | 12,—  | 12,—      | 9,50    |
| Potencia del motor de elevación, HP... ..                                                    | 55,—             | 58,—  | 45,—      | 14,—    |
| Potencia del motor de giro, HP... ..                                                         | 7,—              | 10,—  | 24,—      | 10,—    |
| Potencia del motor de traslación grúa, HP... ..                                              | 7,—              | 10,—  | 14,—      | 12,—    |
| Potencia del motor de arrastre vagones, HP... ..                                             | 20,—             | 20,—  | 23,—      | 10,—    |
| Rendimiento teórico por hora, descarga toneladas... ..                                       | 100,—            | 100,— | 120,—     | 130,—   |
| Anchura del pórtico entre carriles... ..                                                     | 8,—              | 8,—   | 8,—       | 8,—     |
| Contrapeso, toneladas... ..                                                                  | 50,—             | 50,—  | 35,—      | 28,—    |
| Peso de la grúa sin contrapeso, toneladas... ..                                              | 80,—             | 83,—  | 64,—      | 56,—    |
| Fecha de la instalación... ..                                                                | 1907             | 1911  | 2327      | 1910    |
| Clase de energía... ..                                                                       | Eléctrica        |       | 1927      |         |

Las Casas suministradoras de las grúas, son las siguientes:

- Grúa número 1 — J. Le Blanc, de París.
- — 2 — Babcock Wilcox, de Inglaterra.
- — 3 y 4 — Ardelwerke, de Alemania
- de la Dársena, Babcock Wilcox, de Inglaterra.

En 1928 la Junta de Obras instala una grúa de pórtico de 45 toneladas utilizable para vagones tipo Norte de 20 toneladas y

testeros móviles, y para vagones tipo Langreo de 10 toneladas de descarga por el fondo:

Las características más importantes son las siguientes:

|                                                                                              |                                  |
|----------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------|
| Velocidad de elevación... ..                                                                 | 5 ms. por minuto.                |
| Velocidad de giro... ..                                                                      | 1 vuelta por minuto.             |
| Velocidad de basculación... ..                                                               | 30 segundos.                     |
| Velocidad de traslación... ..                                                                | 8 ms. por minuto.                |
| Velocidad de arrastre de vagones... ..                                                       | 28 ms. por minuto.               |
| Altura de la pluma... ..máxima                                                               | 25 ms., útil 15 ms.              |
| Angulo de giro de la plataforma... ..                                                        | 50°                              |
| Altura de elevación del vagón, desde el nivel del carril a la parte inferior del vagón... .. | 9,75 ms. radio máximo.           |
| Radio de acción de la pluma... máximo.                                                       | 14,595 ms. mínimo                |
| Capacidad bruta por unidad de trabajo... ..                                                  | 6,595 ms.                        |
| Capacidad útil por undad de trabajo.....                                                     | 20 toneladas.                    |
| Rendimiento teórico por hora... ..                                                           | 250 toneladas.                   |
| Anehura del pórtico entre carriles... ..                                                     | 8,20 ms.                         |
| Contrapeso... ..                                                                             |                                  |
| Casa suministradora... ..                                                                    | Sdad. Babeock Wilcox, de Bilbao. |
| Fecha de la instalación... ..                                                                | 1929.                            |

Por último, el año 1931 se pone en explotación la instalación costeada por la Junta de Obras, titulada "Parque de Carbones".

Está compuesta esta instalación de dos puentes-grúas de 10 metros de altura la base del tablero sobre el muelle, y una anchura del puente de 6,8 metros en el tablero, y sobresaliendo del puente una pluma giratoria verticalmente de 11,695 metros.

Constan los puentes de tres patas separadas entre sí 10,5 metros y 60 metros; entre las dos primeras pasan las vías de Langreo y Norte, y entre las segundas se extiende un depósito de 145 metros de frente por 48 metros de ancho, dividido en cuatro compartimentos por muros de cemento armado de 6,5 metros de altura, resultando un almacenamiento de 35.000 toneladas.

En el extremo anterior en el espacio que dejan los 10,5 metros que quedan entre las patas delanteras de los puentes van dos elevadores en cada uno de ellos; el uno eleva los vagones de 20 toneladas y los inclina a la altura del tablero del puente para volcar el carbón dentro de una tolva que puede almacenar 55 toneladas; el otro ascensor eleva los vagones de Langreo de 10 toneladas y los transporta horizontalmente hasta situarlos sobre la misma tolva para descargar por el fondo.



Cada puente lleva en su parte superior dos grúas giratorias que mueven unas cucharas Prietsman, que pueden coger hasta 6 toneladas de carbón, que depositan en una tolva central que tiene una cabida de 55 toneladas.

La tolva primera donde entregan el carbón los vagones alimenta dos cintas transportadoras, una de 18,5 metros de longitud con una capacidad de 200 toneladas hora que va al extremo de la pluma a volcarlo sobre la bodega del buque; y otra de 57 metros de largo con una capacidad de 200 toneladas hora que va al otro extremo del puente para poder con ella volcar la carga en cualquier lugar del depósito.

La tolva segunda, o sea, la situada en el centro de la parte trasera del puente, alimenta dos cintas transportadoras de 25 metros de largo y una capacidad de transporte de 200 toneladas hora cada una que conducen el carbón al extremo de la pluma para así verterlo en la bodega del buque; y otra de 40 metros de largo y una capacidad de 100 toneladas hora que conduce el carbón al extremo del puente para volcarlo sobre vagones.

De esta combinación de cintas resultan los siguientes servicios que puede prestar:

Primero. Carga de depósito a buque con una capacidad de 800 toneladas hora con los dos puentes.

Segundo. Carga directa de vagón a buque, con una capacidad de 400 toneladas hora.

Tercero. Carga de depósito a vagón con una capacidad de 20 toneladas hora.

Cuarto. Carga directa de vagón a depósito con una capacidad de 400 toneladas hora.

Pueden simultanearse prácticamente las operaciones primera y tercera, o las segunda y tercera, o cuarta y tercera.

Deben de distinguirse en esta instalación dos conceptos que con frecuencia se confunden y son: la intensidad de carga y la capacidad de carga. Por la primera puede realizarse la carga del buque, habiendo carbón en el depósito, a razón de 800 toneladas hora; pero la capacidad de carga de la instalación está limitada a 400 toneladas hora que es la cantidad de carbón que puede suministrarse al depósito, o también la carga directa que puede darse de vagones si es que quiere prescindirse del depósito.

Varias grúas eléctricas del pórtico completan la dotación de este puerto, pero dedicadas fundamentalmente al tráfico de granos, maderas y mercancías prescindimos de ellas al objeto del presente trabajo.

II

PRODUCCION Y EMBARQUE DE CARBONES

Las estadísticas, tanto de producción de carbones en la provincia, como las de las Juntas de Obras de los puertos de Asturias, habrán de darnos los materiales que precisamos y que habremos de ordenar en cuadros y algunos de ellos también en gráficos para hacer resaltar más fácilmente algunas de sus variaciones. Tomaremos estos datos a partir del año 1910, que es cuando se pueden considerar en marcha normal de explotación a los tres puertos.

CUADRO NUM. 1.—*PRODUCCION DE HULLA EN ASTURIAS.* Contiene este cuadro los datos de producción de Asturias desde 1910 a 1931 por años y dentro de cada año por tamaños.

Aparte de los saltos bruscos en los años 1918 y 1923 y 1929, se aprecia un continuado aumento en la producción que en el transcurso de los 21 años se duplica, pasando de 2.329.515 toneladas el año 1910 a 4.786.653 toneladas el año 1931.

CUADRO NUM. 2.—*PRODUCCION DE HULLA EN ASTURIAS. RELACION DE TAMAÑOS.*—Este cuadro, deducido del anterior, expresa las cantidades anteriores; pero en el tanto por ciento que cada uno de los tamaños representa en el total de la producción.

Fácilmente se aprecia que a medida que aumenta la producción disminuye la proporción en granos, singularmente la de cribado, que comienza con el 17 por 100 para descender al 10 por 100; la galleta se mantiene casi constante en el 10 por 100; la granza compensa la variación del cribado subiendo del 10 al 18 por 100; mientras que el menudo se mantiene prácticamente constante entre el 61 y el 62 por 100.

Podemos dar como composición media de la producción: Cribado, 10 por 100; galleta, 10 por 100; granza, 18 por 100, y menudo, 62 por 100.

CUADRO NUM. 3.—*TRAFICO DE CARBONES POR LOS PUERTOS DE ASTURIAS.*—Como lo expresa el título, está confeccionado este cuadro con las cantidades que cada año representan el movimiento de cada uno de los tres puertos Gijón-Musel, San Juan de Nieva y San Esteban de Pravia, totalizando estos tráficós cada año. Se repite en él la producción total de hulla de As-

turias de cada año y se compara la relación por 100 entre la producción y el embarque.

Lo más importante de este cuadro son las enseñanzas que nos prestan sus tres últimas columnas y por ellas podemos apreciar que tanto la producción como el embarque siguen dos ritmos continuos ascendentes, pero no paralelos, ya que el de embarque es más acelerado que el de la producción. El embarque comienza en 1910 con 1.040.914 toneladas y es en los años 1929 y 1930 de 3.520.000, es decir se hace 3,5 veces mayor, mientras que la producción pasa de 2.300.000 a 4.800.000 toneladas, en cifra redonda, es decir, que en el mismo período de 21 años se duplica. Lo que se refleja a su vez en la relación entre la producción y el embarque, ya que éste que comienza siendo el 44 por 100 termina elevándose al 73 por 100 en los últimos años. La anomalía del año 1931 tiene su explicación en las huelgas habidas en los puertos, singularmente en el de Gijón-Musel que mantuvo un estado de anormalidad, durante el último trimestre.

Estos resultados nos enseñan tres cosas. Primero, que la salida principal de la producción hullera está en la vía marítima, o sea en el mercado del litoral; segunda, que la producción se vigoriza y adquiere impulso con el desarrollo de los puertos singularmente con el del puerto de Gijón-Musel, que a partir ya del 1911 adquiere un tráfico superior al conjunto de los otros dos; y tercera, que la producción no estuvo en ningún momento contenida por dificultades en el embarque.

CUADROS NUMS. 4, 5, 6 y 7.—Estos cuadros hacen referencia o determinan el rendimiento de los elementos de carga de carbón, el primero en el conjunto de los tres puertos y los demás en cada uno de ellos separadamente.

En todos ellos se hace referencia a un trabajo de 300 días al año y de 8 horas por jornada. No puede dárseles una precisión matemática ya que en todos los puertos hay ocasiones en que la jornada de trabajo es de mayor duración, esto se reflejará en un mayor rendimiento de los elementos de carga, ya que se refieren todos al mismo módulo; pero en la finalidad que se persigue en este trabajo tienen una mayor importancia los resultados relativos que los absolutos, lo fundamental es que el módulo adoptado o tipo de comparación sea el mismo para todos.

En el cuadro número 4, que totaliza el embarque por todos los puertos se aprecia que comienza con una capacidad de carga de 12.980 toneladas día y un rendimiento del 26,73 por 100, lle-

gando el año 1923 con 15.860 toneladas día a un rendimiento de 55,45 por 100 que se refleja en un aumento de elementos de carga en el año 1924 en los tres puertos, pasando a una capacidad de 20.340 toneladas día, que representa un aumento del 30 por 100 en cifra redonda. Nuevos aumentos de capacidad de carga en los años 1928 y 1929 corresponden al puerto del Musel y se termina el año 1931 con 28.580 toneladas día, o sea duplicando la capacidad de carga inicial y con un rendimiento del 37,65 por 100.

Está próxima a inaugurarse una nueva instalación en el puerto de San Esteban de Pravia, con una capacidad de 5.600 toneladas día, lo que hace elevarse la capacidad de embarque a 34.180 toneladas día, o sea, que casi se puede afirmar que el actual aumento de capacidad de embarques es de 2,6 veces la inicial del año 1910.

El cuadro número 5 hace referencia al puerto de Gijón-Musel, el que comienza con una capacidad de carga de 5.340 toneladas día y un rendimiento del 26,58 por 100, aumenta el año 1912 a 6.140 toneladas día con una eficiencia de 37,31 por 100, alcanzando un máximo de rendimiento de 73,25 por 100 el año 1923, elevándose a 7.100 toneladas día. Un segundo máximo con 71,27 por 100 vuelve a aparecer el año 1926 que trae como consecuencia nuevas instalaciones de cargue, con lo que su capacidad se eleva a 8.060 toneladas día el año 1928 y a 10.060 toneladas día al año siguiente 1929, sin gran disminución de rendimiento, que se mantiene sobre el 60 por 100 y termina el 1931 con 13.260 toneladas día de capacidad de embarque y un rendimiento del 43,43 por 100. En el transcurso de los 21 años la capacidad teórica de embarque de carbones se hace 2,5 veces mayor, es decir, con un ritmo más acelerado que el promedio de los tres puertos que según acabamos de ver, se duplicó en el mismo período.

Hemos de hacer observar que los resultados obtenidos en este cuadro son un poco elevados, porque las grúas de 3 y 5 toneladas que no hemos tenido en cuenta para apreciar la capacidad teórica de embarque de carbones prestaron algunos servicios, principalmente para el embarque de consumos a buques de carga general y en algunas ocasiones de gran apremio, incluso para el cargue de buques carboneros; pero habida cuenta de este movimiento, representó según los años entre un 7 y un 9 por 100. Tan reducida cantidad, no compensaba el trabajo, o bien de deducir las cantidades así cargadas del cómputo general, o bien, de determinar la parte proporcional que de esos elementos auxiliares

de carga debía agregarse a los exclusivamente dedicados a la carga de carbones.

El cuadro número 6 corresponde al puerto de San Juan de Nieva, que comienza el año 1910 con una capacidad de carga de 3.800 toneladas día y una eficiencia de 33,15 por 100. Como los anteriores ofrece un máximo de rendimiento el año 1923 que alcanzó el 61,06 por 100 una capacidad de 3.960 toneladas día que repercute en un aumento de instalaciones alcanzando la cifra de 5.720 toneladas día bajando con ello el rendimiento al 42,18 por 100, y terminando en 1931 con 5.720 toneladas día y un rendimiento de 45,40 por 100. En este puerto y en el período que consideramos, la capacidad de embarque de carbones se hace 1,5 veces mayor.

El cuadro número 7 es el referente al puerto de San Esteban de Pravia, que comienza en 1910 con una capacidad de cargas de carbones de 3.840 toneladas día y una eficiencia de 19,95 por 100. Este puerto muestra más sensibilidad a las oscilaciones del rendimiento, observándose que tan pronto como la eficiencia sobrepasa el 25 por 100 se instalan nuevos elementos de carga. Así el 1916 alcanza el 25,14 por 100, aumentándose la capacidad a 5.760 toneladas día; el 1923 llega al 32,60 por 100, aumentando la capacidad a 7.680 toneladas día; en 1929 obtiene el 36,48 por 100 aumentando la capacidad a 9.600 toneladas día. Este puerto, como el de Gijón-Musel y en el período de 21 años, considerado, hace 2,5 veces mayor su capacidad de carga de carbones.

**GRAFICO NUM. 1.—PRODUCCION Y EMBARQUE DE CARBONES.**—La línea poligonal que representa la producción hullera acusa un continuado aumento desde el año 1910 al 1918, a partir del cual se inicia un descenso que adquiere su máximo el año 1922, reaccionando bruscamente el 1923 para seguir con un aumento progresivo con ligeras oscilaciones que parece quedar contenido el 1929.

La que representa el embarque sigue una marcha muy semejante a la anterior, señalando, también, el año 1922 la máxima depresión, acompasándose a la buena reacción de la producción en el año siguiente y continuando el aumento progresivo de la misma hasta el 1929.

**GRAFICO NUM. 2.—EMBARQUE DE CARBONES POR LOS PUERTOS.**—Evidencia más claramente lo que ya se indicó sobre los estados, como después de comenzar los tres puertos en 1910

con un tonelaje muy semejante; el de Gijón-Musel se destaca y separa cada vez más de los otros dos que siguen una marcha muy parecida, acabando éstos, a partir de 1926 por casi confundirse.

Las oscilaciones son muy semejantes entre sí, aunque mucho más acentuadas en la representación del puerto de Gijón-Musel, y las más suaves y uniformes las de San Esteban de Pravia. No reproducimos aquí la integración de estos embarques, por estar ya hecha en el gráfico anterior; pero fácilmente se aprecia que, como es natural, la más concordante con ella es la línea que representa el movimiento de Gijón-Musel, ya que por ser el más importante y representar tanto como los otros dos juntos, es el que más influencia ejerce sobre el total.

GRAFICO NUM. 3.—*RENDIMIENTO DE LOS ELEMENTOS DE EMBARQUE.*—En él hemos representado los rendimientos de cada uno de los tres puertos y el de su suma. No son tan fáciles de explicar sus oscilaciones ya que unas veces puede obedecer el descenso al aumento de elementos de carga y otras a disminución de movimiento; sin embargo el fuerte descenso de 1922 y el aumento en 1923 obedecen a disminución y aumento de tráfico, puesto que coinciden con los mismos fenómenos señalados en el gráfico número 1. La baja de rendimiento en 1931 es motivada por las dos causas aumento de elementos de carga y disminución de tráfico.

Como ya se señaló al tratar de los estados, el puerto cuyos elementos de carga tiene mayor eficiencia es el de Gijón-Musel y los que más influencia ejercen en el rendimiento en conjunto de los tres puertos.

**PRODUCCION DE HULLA EN ASTURIAS**

Cuadro n.º 1

| Años            | Cribado          | Galleta          | Granza           | Menudo            | Total             |
|-----------------|------------------|------------------|------------------|-------------------|-------------------|
| 1910            | 372.722          | 279.342          | 232.952          | 1.444.499         | 2.329.515         |
| 1911            | 393.883          | 229.476          | 180.208          | 1.462.469         | 2.266.036         |
| 1912            | 405.074          | 256.946          | 240.363          | 1.471.020         | 2.373.403         |
| 1913            | 394.573          | 260.228          | 249.180          | 1.509.528         | 2.413.509         |
| 1914            | 401.438          | 258.931          | 280.716          | 1.566.528         | 2.457.613         |
| 1915            | 446.525          | 267.030          | 270.917          | 1.713.467         | 2.697.939         |
| 1916            | 439.921          | 281.443          | 314.877          | 1.852.018         | 2.888.259         |
| 1917            | 360.114          | 285.011          | 299.792          | 1.883.994         | 2.828.911         |
| 1918            | 545.548          | 409.161          | 340.968          | 2.113.999         | 3.409.676         |
| 1919            | 468.101          | 351.076          | 292.563          | 1.813.891         | 2.925.631         |
| 1920            | 475.920          | 356.940          | 297.451          | 1.844.192         | 2.974.503         |
| 1921            | 360.613          | 284.309          | 298.633          | 1.876.715         | 2.820.300         |
| 1922            | 297.532          | 300.261          | 302.993          | 1.601.397         | 2.502.183         |
| 1923            | 451.640          | 392.819          | 559.967          | 2.378.743         | 3.783.169         |
| 1924            | 467.474          | 419.772          | 554.950          | 2.536.302         | 3.978.498         |
| 1925            | 468.501          | 415.178          | 602.351          | 2.448.119         | 3.934.149         |
| 1926            | 467.853          | 454.252          | 673.099          | 2.600.672         | 4.195.876         |
| 1927            | 445.460          | 403.927          | 665.278          | 2.541.585         | 4.056.250         |
| 1928            | 497.793          | 417.350          | 726.859          | 2.666.418         | 4.308.419         |
| 1929            | 525.945          | 513.471          | 840.909          | 2.953.982         | 4.834.307         |
| 1930            | 517.822          | 525.397          | 826.902          | 2.943.161         | 4.813.282         |
| 1931            | 487.018          | 496.496          | 871.639          | 2.931.470         | 4.786.653         |
| <b>TOTALES.</b> | <b>9.691.530</b> | <b>7.858.825</b> | <b>9.873.567</b> | <b>46.154.159</b> | <b>73.578.081</b> |

Cuadro núm. 2

PRODUCCION DE HULLA EN ASTURIAS

*Relación de tamaños*

| Años | Cribado | Galleta | Granza | Menudo | TOTAL  |
|------|---------|---------|--------|--------|--------|
| 1910 | 16'00   | 12'00   | 10'00  | 62'00  | 100'00 |
| 1911 | 17'00   | 10'00   | 8'00   | 65'00  | 100'00 |
| 1912 | 17'00   | 11'00   | 10'00  | 62'00  | 100'00 |
| 1913 | 16'35   | 10'75   | 10'35  | 62'55  | 100'00 |
| 1914 | 16'35   | 10'35   | 9'40   | 63'70  | 100'00 |
| 1915 | 16'55   | 9'90    | 10'05  | 63'50  | 100'00 |
| 1916 | 15'25   | 9'75    | 10'90  | 64'10  | 100'00 |
| 1917 | 12'75   | 10'10   | 10'60  | 66'55  | 100'00 |
| 1918 | 16'00   | 12'00   | 10'00  | 62'00  | 100'00 |
| 1919 | 16'00   | 12'00   | 10'00  | 62'00  | 100'00 |
| 1920 | 16'00   | 12'00   | 10'00  | 62'00  | 100'00 |
| 1921 | 12'80   | 10'10   | 10'60  | 66'50  | 100'00 |
| 1922 | 11'90   | 12'00   | 12'10  | 64'00  | 100'00 |
| 1923 | 11'95   | 10'40   | 14'80  | 62'85  | 100'00 |
| 1924 | 11'75   | 10'55   | 13'95  | 63'75  | 100'00 |
| 1925 | 11'90   | 10'55   | 15'30  | 62'25  | 100'00 |
| 1926 | 11'15   | 10'83   | 16'05  | 61'97  | 100'00 |
| 1927 | 11'00   | 9'95    | 16'40  | 62'65  | 100'00 |
| 1928 | 11'55   | 9'69    | 16'87  | 61'89  | 100'00 |
| 1929 | 10'88   | 10'62   | 17'40  | 61'10  | 100'00 |
| 1930 | 10'75   | 10'92   | 17'18  | 61'15  | 100'00 |
| 1931 | 10'18   | 10'37   | 18'20  | 61'25  | 100'00 |



**Cuadro n.º 3. — TRAFICO DE CARBONES POR LOS PUERTOS DE ASTURIAS**

| Años       | Gijón-Musel<br>Toneladas | S. Juan de Nueva<br>Toneladas | S. Esteban de Pravia<br>Toneladas | TOTAL<br>toneladas | Producción<br>toneladas | Exportación<br>por 100 |
|------------|--------------------------|-------------------------------|-----------------------------------|--------------------|-------------------------|------------------------|
| 1910       | 433.000                  | 378.060                       | 229.854                           | 1.040.914          | 2.329.515               | 44,68                  |
| 1911       | 548.392                  | 274.858                       | 272.080                           | 1.095.330          | 2.266.036               | 48,33                  |
| 1912       | 687.443                  | 208.783                       | 267.926                           | 1.164.152          | 2.373.403               | 49,04                  |
| 1913       | 662.184                  | 320.359                       | 211.560                           | 1.194.103          | 2.413.509               | 49,47                  |
| 1914       | 605.058                  | 252.567                       | 190.339                           | 1.047.964          | 2.457.613               | 42,64                  |
| 1915       | 904.971                  | 389.528                       | 216.258                           | 1.510.757          | 2.697.939               | 55,99                  |
| 1916       | 866.249                  | 228.374                       | 289.675                           | 1.384.298          | 2.888.259               | 47,92                  |
| 1917       | 871.574                  | 336.871                       | 422.923                           | 1.631.368          | 2.828.911               | 57,66                  |
| 1918       | 1.077.150                | 554.809                       | 500.757                           | 2.132.716          | 3.409.676               | 62,54                  |
| 1919       | 821.113                  | 528.564                       | 408.455                           | 1.758.132          | 2.925.631               | 60,09                  |
| 1920       | 989.369                  | 707.917                       | 488.199                           | 2.185.485          | 2.974.503               | 73,47                  |
| 1921       | 859.717                  | 487.844                       | 473.012                           | 1.820.573          | 2.820.300               | 64,55                  |
| 1922       | 765.357                  | 474.138                       | 405.280                           | 1.644.775          | 2.502.183               | 65,73                  |
| 1923       | 1.349.400                | 725.459                       | 563.536                           | 2.638.395          | 3.783.169               | 69,74                  |
| 1924       | 1.283.739                | 754.506                       | 604.403                           | 2.642.648          | 3.978.498               | 66,42                  |
| 1925       | 1.249.067                | 724.177                       | 683.806                           | 2.657.050          | 3.934.149               | 67,53                  |
| 1926       | 1.518.168                | 789.887                       | 779.762                           | 3.087.817          | 4.195.876               | 73,59                  |
| 1927       | 1.283.652                | 662.449                       | 665.523                           | 2.611.624          | 4.056.250               | 64,38                  |
| 1928       | 1.529.055                | 640.443                       | 626.558                           | 2.796.056          | 4.308.419               | 64,89                  |
| 1929       | 1.930.960                | 748.785                       | 841.601                           | 3.521.346          | 4.834.307               | 72,84                  |
| 1930       | 1.936.289                | 788.360                       | 795.983                           | 3.520.632          | 4.813.282               | 73,14                  |
| 1931       | 1.724.810                | 779.240                       | 723.885                           | 3.227.935          | 4.786.653               | 67,43                  |
| TOTALES .. | 23.896.717               | 11.755.978                    | 10.661.375                        | 46.314.070         | 73.578.081              | 62,94                  |

Cuadro núm. 4

CONJUNTO DE LOS TRES PUERTOS

*Rendimiento de los elementos de carga de carbón*

| Años | Carga toneladas | Promedio de toneiadas | Capacidad teórica Toneladas | Rendimiento Por 100 |
|------|-----------------|-----------------------|-----------------------------|---------------------|
| 1910 | 1.040.914       | 3.469,71              | 12.980                      | 26'73               |
| 1911 | 1.095.330       | 3.651,10              | —                           | 28'13               |
| 1912 | 1.164.152       | 3.880,50              | 13.780                      | 28'16               |
| 1913 | 1.194.103       | 3.980,30              | —                           | 28'88               |
| 1914 | 1.047.964       | 3.943,20              | —                           | 28'61               |
| 1915 | 1.510.757       | 5.058,50              | —                           | 36'71               |
| 1916 | 1.384.298       | 4.614,30              | —                           | 33'48               |
| 1917 | 1.631.368       | 5.438,80              | 15.700                      | 34'64               |
| 1918 | 2.132.716       | 7.108,00              | —                           | 45'27               |
| 1919 | 1.758.132       | 5.860,40              | —                           | 37'33               |
| 1920 | 2.185.485       | 7.284,90              | —                           | 46'40               |
| 1921 | 1.820.573       | 6.068,50              | 15.860                      | 38'26               |
| 1922 | 1.644.775       | 5.482,50              | —                           | 34'57               |
| 1923 | 2.638.395       | 8.794,60              | —                           | 55'45               |
| 1924 | 2.642.648       | 8.808,80              | 20.340                      | 43'31               |
| 1925 | 2.657.050       | 8.856,80              | 20.500                      | 43'20               |
| 1926 | 3.087.817       | 10.292,72             | —                           | 50'21               |
| 1927 | 2.611.624       | 8.705,40              | —                           | 42'46               |
| 1928 | 2.796.056       | 9.320,19              | 21.460                      | 43'43               |
| 1929 | 3.521.346       | 11.737,82             | 23.460                      | 50'03               |
| 1930 | 3.520.632       | 11.735,40             | —                           | 50'02               |
| 1931 | 3.227.935       | 10.759,78             | 28.580                      | 37'65               |

Cuadro núm. 5

**PUERTO DE GIJON - MUSEL**

*Rendimiento de los elementos de carga de carbón*

| Años | Carga<br>Toneladas | Promedio día<br>Toneladas | Capacidad<br>teórica<br>Toneladas | Rendimiento<br>por 100 |
|------|--------------------|---------------------------|-----------------------------------|------------------------|
| 1910 | 433.000            | 1.443                     | 5.340                             | 26'58                  |
| 1911 | 548.392            | 1.827                     | —                                 | 33'64                  |
| 1912 | 687.443            | 2.291                     | 6.140                             | 37'31                  |
| 1913 | 662.184            | 2.207                     | —                                 | 35'94                  |
| 1914 | 605.058            | 2.016                     | —                                 | 32'83                  |
| 1915 | 904.971            | 3.016                     | —                                 | 49'12                  |
| 1916 | 866.249            | 2.887                     | —                                 | 47'01                  |
| 1917 | 871.574            | 2.900                     | —                                 | 47'31                  |
| 1918 | 1.077.150          | 3.590                     | —                                 | 58'46                  |
| 1919 | 821.113            | 2.737                     | —                                 | 44'58                  |
| 1920 | 989.369            | 3.297                     | —                                 | 53'69                  |
| 1921 | 859.717            | 2.865                     | —                                 | 46'66                  |
| 1922 | 765.357            | 2.551                     | —                                 | 41'54                  |
| 1923 | 1.349.400          | 4.498                     | —                                 | 73'25                  |
| 1924 | 1.283.739          | 4.279                     | 7.100                             | 60'52                  |
| 1925 | 1.249.067          | 4.163                     | —                                 | 58'63                  |
| 1926 | 1.518.168          | 5.060                     | —                                 | 71'27                  |
| 1927 | 1.283.652          | 4.278                     | —                                 | 60'25                  |
| 1928 | 1.529.055          | 5.297                     | 8.060                             | 65'71                  |
| 1929 | 1.930.960          | 6.436                     | 10.060                            | 63'97                  |
| 1930 | 1.936.289          | 6.454                     | —                                 | 64'16                  |
| 1931 | 1.724.810          | 5.749                     | 13.260                            | 43'35                  |

Cuadro núm. 6

**PUERTO DE SAN JUAN DE NIEVA**

*Rendimiento de los elementos de carga de carbón*

| Años | Carga<br>Toneladas | Promedio día<br>Toneladas | Capacidad<br>teórica<br>Toneladas | Rendimiento<br>por 100 |
|------|--------------------|---------------------------|-----------------------------------|------------------------|
| 1910 | 378.060            | 1.260                     | 3.800                             | 33'15                  |
| 1911 | 274.858            | 916                       | —                                 | 24'10                  |
| 1912 | 208.783            | 695                       | —                                 | 18'28                  |
| 1913 | 320.359            | 1.067                     | —                                 | 28'07                  |
| 1914 | 252.567            | 841                       | —                                 | 22'13                  |
| 1915 | 389.528            | 1.298                     | —                                 | 34'15                  |
| 1916 | 328.374            | 1.094                     | —                                 | 28'78                  |
| 1917 | 336.871            | 1.122                     | —                                 | 29'52                  |
| 1918 | 554.809            | 1.849                     | —                                 | 48'65                  |
| 1919 | 528.564            | 1.761                     | —                                 | 46'34                  |
| 1920 | 707.917            | 2.359                     | —                                 | 62'08                  |
| 1921 | 487.844            | 1.626                     | 3.960                             | 41'06                  |
| 1922 | 474.138            | 1.580                     | —                                 | 39'88                  |
| 1923 | 725.459            | 2.418                     | —                                 | 61'06                  |
| 1924 | 754.506            | 2.515                     | 5.560                             | 45'23                  |
| 1925 | 724.177            | 2.413                     | 5.720                             | 42'18                  |
| 1926 | 789.887            | 2.632                     | —                                 | 46'01                  |
| 1927 | 662.449            | 2.208                     | —                                 | 38'60                  |
| 1928 | 640.443            | 2.134                     | —                                 | 37'30                  |
| 1929 | 748.785            | 2.495                     | —                                 | 43'61                  |
| 1930 | 788.360            | 2.628                     | —                                 | 45'94                  |
| 1931 | 779.240            | 2.597                     | —                                 | 45'40                  |

Cuadro núm. 7

**PUERTO DE SAN ESTEBAN DE PRAVIA**

*Rendimiento de los elementos de carga de carbón*

| Anos | Carga<br>Toneladas | Promedio día<br>Toneladas | Capacidad<br>teórica<br>Toneladas | Rendimiento<br>Por 100 |
|------|--------------------|---------------------------|-----------------------------------|------------------------|
| 1910 | 229.854            | 766                       | 3.840                             | 19'95                  |
| 1911 | 272.080            | 906                       | —                                 | 23'59                  |
| 1912 | 267.926            | 893                       | —                                 | 23'25                  |
| 1913 | 211.560            | 705                       | —                                 | 18'36                  |
| 1914 | 190.339            | 634                       | —                                 | 16'51                  |
| 1915 | 216.258            | 720                       | —                                 | 18'75                  |
| 1916 | 289.675            | 965                       | —                                 | 25'13                  |
| 1917 | 422.923            | 1.409                     | 5.760                             | 24'46                  |
| 1918 | 500.757            | 1.669                     | —                                 | 28'98                  |
| 1919 | 408.455            | 1.361                     | —                                 | 23'63                  |
| 1920 | 488.199            | 1.627                     | —                                 | 28'24                  |
| 1921 | 473.012            | 1.576                     | —                                 | 27'36                  |
| 1922 | 405.280            | 1.350                     | —                                 | 23'44                  |
| 1923 | 563.536            | 1.878                     | —                                 | 32'50                  |
| 1924 | 604.403            | 2.014'6                   | 7.680                             | 26'23                  |
| 1925 | 683.806            | 2.279                     | —                                 | 29'68                  |
| 1926 | 779.762            | 2.599                     | —                                 | 33'84                  |
| 1927 | 665.523            | 2.218                     | —                                 | 28'88                  |
| 1928 | 626.558            | 2.088                     | —                                 | 27'19                  |
| 1929 | 841.601            | 2.805                     | —                                 | 36'52                  |
| 1930 | 795.983            | 2.653                     | —                                 | 34'54                  |
| 1931 | 723.885            | 2.413                     | 9.600                             | 25'13                  |

Gráfico núm. 1.

Producción y embarque de carbones

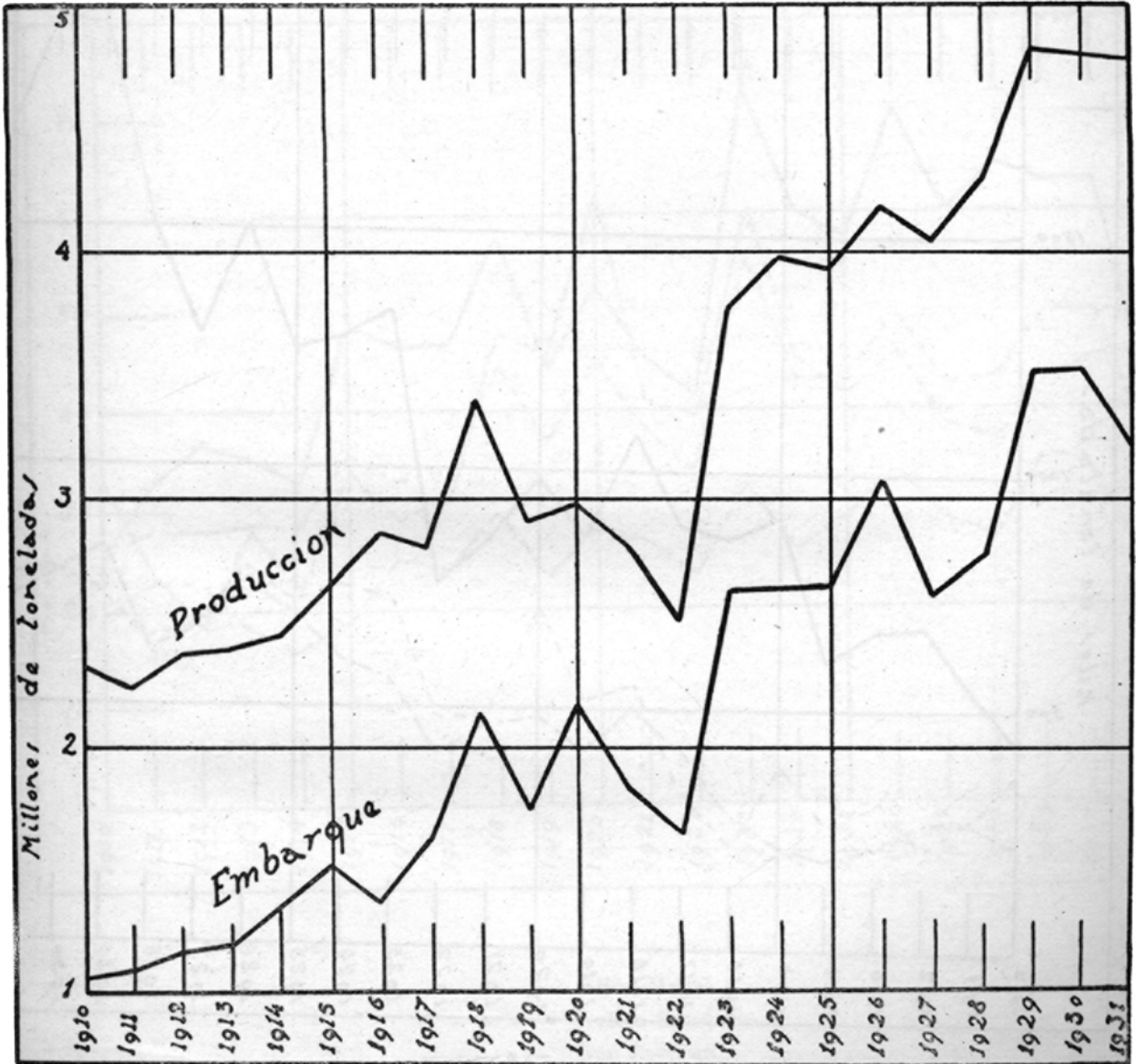
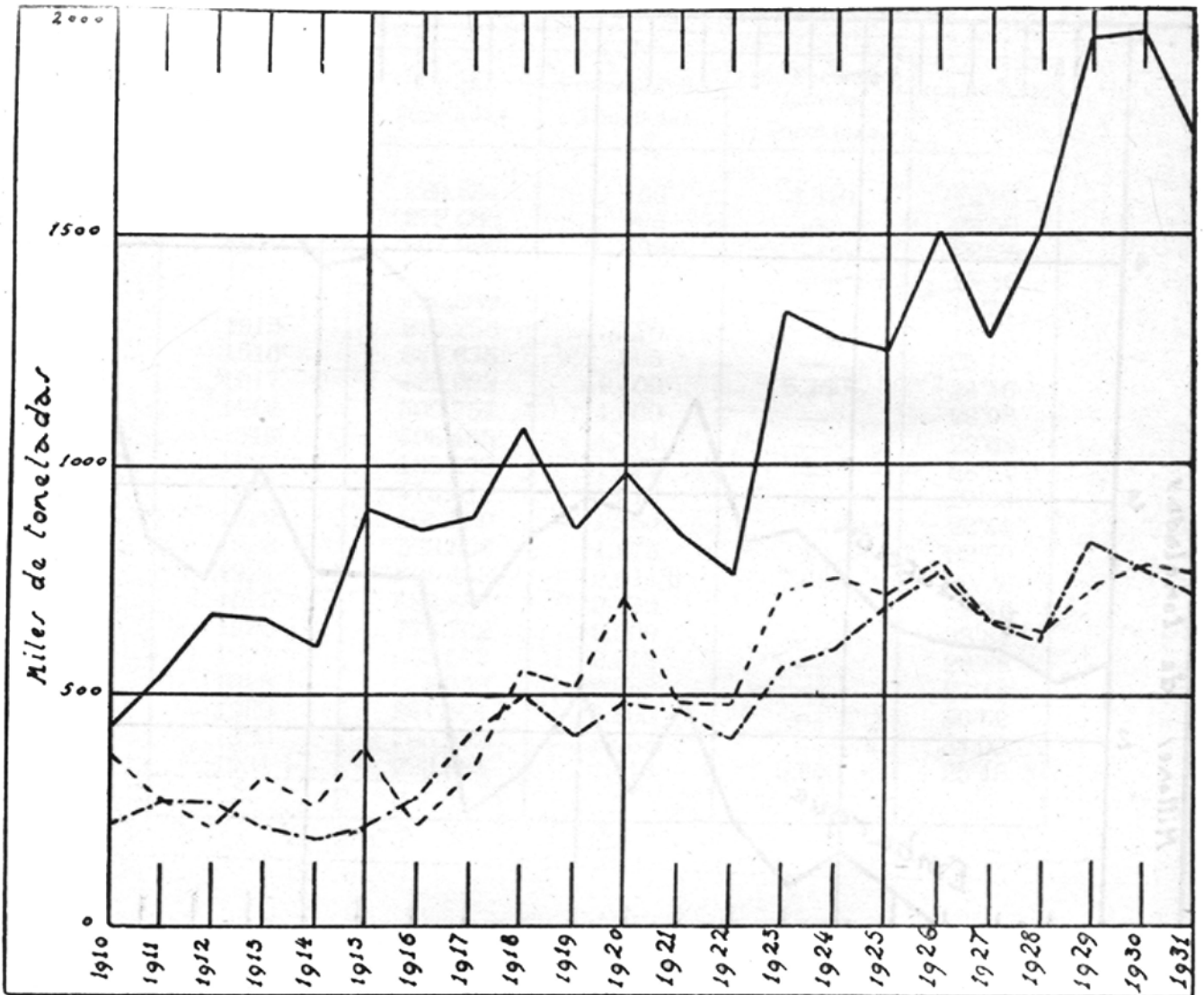


Gráfico núm. 2

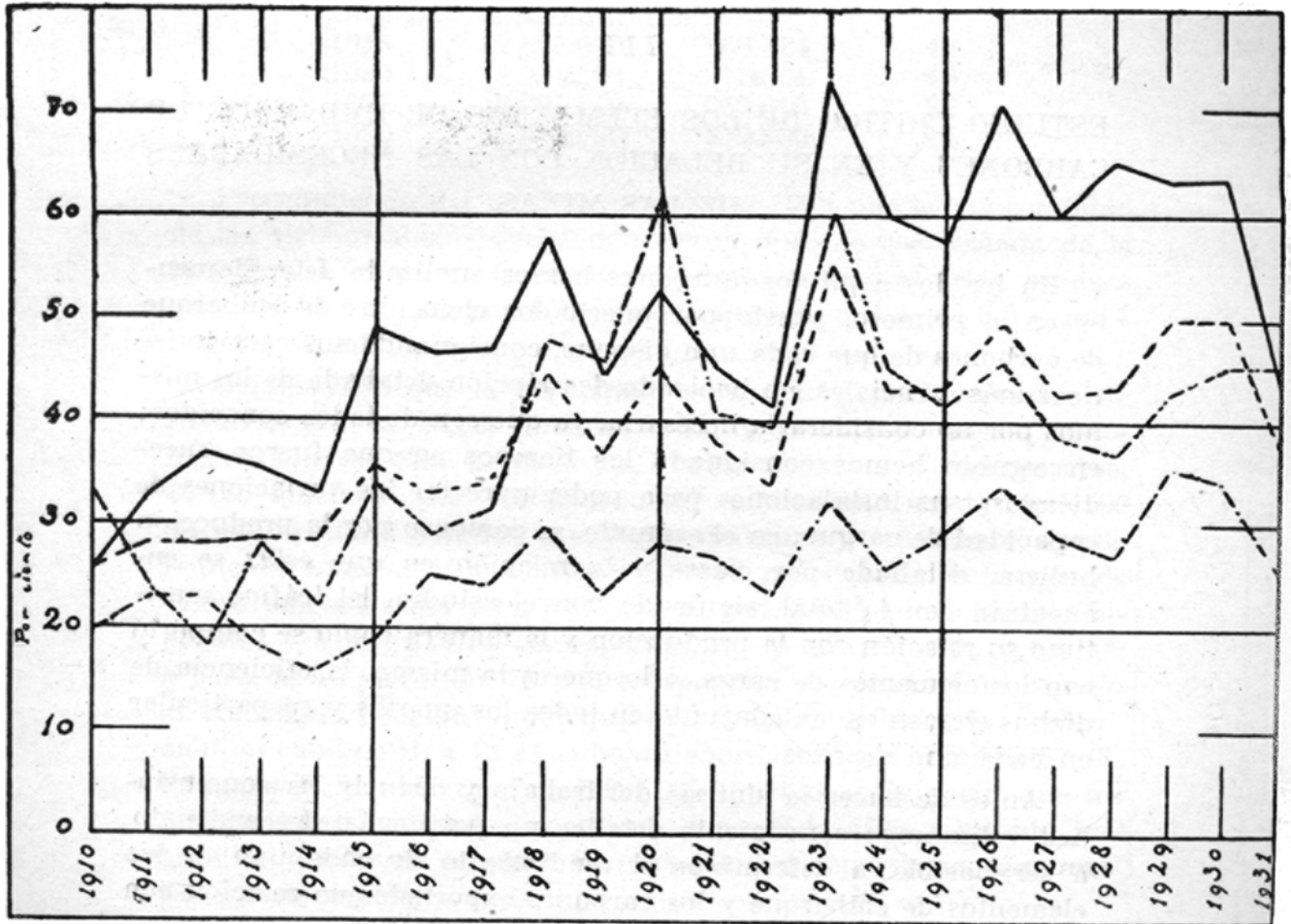
Embarque de carbones por los puertos



— Gijón-Musel  
- - - Avilés-San Juan  
- • - • - San Esteban

Gráfico núm. 3

Rendimiento de los elementos de embarque



— Gijón-Musel  
- - - Avilés San-Juan  
- • - San Esteban  
- •• - Conjunto



### III

#### ESTUDIO CRITICO DE LOS ELEMENTOS DE EMBARQUE DE CARBONES Y EN SU RELACION CON LAS NECESIDADES DE LAS MINAS

En los dos capítulos anteriores hemos analizado detenidamente, en el primero, puerto por puerto los elementos de embarque de carbones de que cada uno dispone, consignando sus características más esenciales, no haciendo descripción detallada de los mismos por no considerarla necesaria, ya que son de todos conocidos; en cambio hemos consignado los tiempos en que fueron sucediéndose sus instalaciones para poder apreciar las variaciones de capacidad de cargue; en el segundo, se comenzó por la producción hullera, detallada por clases y la relación en que éstas se encuentran con la total, siguiendo con el estudio del tráfico marítimo su relación con la producción y la manera como se comportó con los elementos de carga, o lo que es lo mismo, la eficiencia de dichos elementos, en conjunto en todos los puertos y en particular en cada uno de ellos.

Antes de hacer la síntesis del trabajo y deducir las conclusiones, estimamos conveniente detallar un poco más, descendiendo, a ser posible, a determinar el rendimiento de cada uno de los elementos de embarque y los carbones exportados en relación con sus tamaños, sus clases y con los productores.

Con alguna frecuencia se sufre el error, por falta de detalle en los trabajos, de considerar un conjunto como homogéneo y aplicar a sus movimientos, instalaciones de gran envergadura en consonancia con el total de unidades a mover; y después resultar que la práctica evidencia que aquel conjunto era el resultado de una adición de muchos pocos heterogéneos, que habrían estado mejor servidos con varias instalaciones de menor cuantía, en armonía con las partidas que componen el todo.

Si del cuadro número 1, que abarca la producción hullera de Asturias desde 1910 a 1931, tomamos las cifras de producción de

cinco en cinco años y deducimos los aumentos en esos períodos, así como el tanto por ciento que los mismos representan, tendremos:

| Años | Producción | Aumentos | Por 100 |
|------|------------|----------|---------|
| 1910 | 2.329.515  |          |         |
| 1915 | 2.697.939  | 368.424  | 16      |
| 1920 | 2.974.503  | 276.664  | 10      |
| 1925 | 3.934.149  | 959.646  | 32      |
| 1930 | 4.813.282  | 879.133  | 18      |

Prescindiendo del quinquenio 1920 a 1925 por la anormalidad de las circunstancias que concurren durante ese período de la post-guerra, se puede tomar como aumento normal de la producción un 18 a un 20 por 100 por quinquenio, o sea un 3,6 a un 4 por 100 anual.

Hemos visto que la capacidad teórica, hoy, de los puertos de Asturias era de 28.580 toneladas día y contando con la nueva instalación de San Esteban de Pravia próxima a inaugurarse, 34.180 toneladas día. Adoptando un rendimiento del 50 por 100 de conformidad con los resultados del cuadro número 4, queda reducida aquella cifra a una capacidad práctica de embarque de 17.090 toneladas día y en 300 días de trabajo al año 5.127.000 toneladas y a cuya cifra corresponde una producción de 7.324.000 a base de un envío del 70 por 100 por vía marítima. Con arreglo al crecimiento medio anual que se ha deducido para la producción, al cabo de 10 a 12 años habrá sobrepasado la cifra antes obtenida para el embarque de 5.127.000 toneladas. Es decir, que los puertos están equipados para una docena de años y pronto habrán de pensar en ampliar su capacidad de embarque, con nuevas instalaciones.

Esta producción referida a sus tamaños hemos visto que está en la relación de: Cribado, 10 por 100; galleta, 10 por 100; granza, 18 por 100, y menudo 62 por 100. Hubiera sido muy conveniente tener estadísticas de embarque por tamaños, pero los puertos no descienden a estos detalles. Sin embargo hemos podido obtener estos datos del puerto de San Juan de Nieva referentes a los años 1930 y 1931.

## PUERTO DE SAN JUAN DE NIEVA

|                  | 1930      |         | 1931      |         |
|------------------|-----------|---------|-----------|---------|
|                  | Toneladas | Por 100 | Toneladas | Por 100 |
| Cribado.....     | 76.912    | 41      | 64.261    | 9,4     |
| Galleta.....     | 53.694    | 9       | 45.514    | 6,7     |
| Granza y menudo. | 568.376   | 80      | 574.429   | 83,9    |
| TOTAL.....       | 698.982   | 100     | 684.204   | 100     |

Lo que manifiesta que el embarque por ese puerto, en cuanto a tamaños del carbón, guarda estrecha analogía con la relación de producción, y seguramente que algo análogo obtendríamos en los demás puertos, no creemos que San Juan de Nieva sea una excepción.

Es preciso tener presente que, además de los tamaños y dentro de cada uno de ellos, hay cuando menos tres clases de carbón que no se mezclan entre sí: carbones secos, carbones de gas y carbones magros; pero por si esto fuera poco no hay que olvidar que hay cincuenta y siete productores con derecho a enviar sus carbones a los puertos y de ellos hay cuando menos veintisiete cuyos carbones se embarcan separadamente. Algún detalle más podría darse con referencia a estos particulares, pero no los tenemos a la vista y el apremio de tiempo no nos permite esperar a recogerlo, ni tampoco los consideramos indispensables.

Ahora pasemos a analizar con algún mayor detalle el rendimiento de los elementos de embarque de carbones, descendiendo siempre que nos sea posible a la unidad grúa.

### GIJON - MUSEL

De las memorias de la Junta de Obras de estos últimos años deducimos los datos siguientes:

#### *Grúa-puente de la Dársena*

| Años      | Carga  | Promedio-día | Capacidad teórica | Rendimiento por 100 |
|-----------|--------|--------------|-------------------|---------------------|
| 1929      | 94.972 | 316          | 1.040             | 31,60               |
| 1930      | 77.946 | 260          | —                 | 26,—                |
| 1931      | 88.299 | 294          | —                 | 29,40               |
| Promedio. | 87.072 | 290          | —                 | 29,—                |

Este rendimiento resulta deficiente, porque quedando, casi en

seco en marca baja, se pierde mucho tiempo por no poder hacer la carga más que durante los períodos en que el barco esté a flote.

*Grúas-pórtico del F.-C. de Langreo*

| <u>Años</u> | <u>Carga</u> | <u>Promedio-día</u> | <u>Capacidad teórica</u> | <u>Rendimiento por 100</u> |
|-------------|--------------|---------------------|--------------------------|----------------------------|
| 1929        | 804.533      | 2.682               | 3.250                    | 82,50                      |
| 1930        | 777.180      | 2.590               | —                        | 79,69                      |
| 1931        | 710.620      | 2.369               | —                        | 72,89                      |

Aun cuando en las memorias aparecen los datos de embarque por turno de atraque y éstos son tantos como las grúas, no procede la determinación por grúas, ya que siendo distintas las obligaciones de embarque en cada turno, las grúas se utilizan indistintamente en los buques atracados y por tanto los rendimientos que se obtuvieran, por elemento, no serían ciertos.

Es un caso sorprendente de rendimiento de grúas en un puerto; pero es de advertir que es el caso de un ferrocarril que sirve a elementos propios de embarque, y es a costa de un régimen privativo de facturación a buque determinado, de mantener un transporte si no uniforme, al menos con ligeras oscilaciones y de supeditar a esta uniformidad la irregularidad del transporte marítimo, con largas estancias de los buques en el puerto en espera de turno de carga.

*Cargadero núm. 1.—Grúa-puente*

| <u>Años</u> | <u>Carga</u> | <u>Promedio-día</u> | <u>Capacidad teórica</u> | <u>Rendimiento por 100</u> |
|-------------|--------------|---------------------|--------------------------|----------------------------|
| 1929        | 300.086      | 1.000               | 1.500                    | 66,66                      |
| 1930        | 285.737      | 952                 | —                        | 63,46                      |
| 1931        | 194.187      | 647                 | —                        | 43,13                      |

*Cargadero núm. 2.—Cargadero fijo*

| <u>Años</u> | <u>Carga</u> | <u>Promedio-día</u> | <u>Capacidad teórica</u> | <u>Rendimiento Por 100</u> |
|-------------|--------------|---------------------|--------------------------|----------------------------|
| 1929        | 262.782      | 876                 | 2.000                    | 43,80                      |
| 1930        | 262.904      | 876                 | —                        | 43,80                      |
| 1931        | 158.578      | 528                 | —                        | 26,40                      |

*Cargadero núm. 3.—Grúa-portico de 45 toneladas*

| <u>Años</u> | <u>Carga</u> | <u>Promedio-día</u> | <u>Capacidad teórica</u> | <u>Rendimiento por 100</u> |
|-------------|--------------|---------------------|--------------------------|----------------------------|
| 1929        | 204.564      | 682                 | 2.000                    | 34.10                      |
| 1930        | 211.571      | 705                 | —                        | 35.25                      |
| 1931        | 101.170      | 337                 | —                        | 16.85                      |

*Parque de Carbones*

| <u>Años</u> | <u>Carga</u> | <u>Promedio-día</u> | <u>Capacidad teórica</u> | <u>Rendimiento por 100</u> |
|-------------|--------------|---------------------|--------------------------|----------------------------|
| 1931        | 181.813      | 606                 | 3.200                    | 18,93                      |

Con respecto a estos cuatro elementos de carga habremos de advertir: Que el año 1931 fué anormal debido a las huelgas habidas en el puerto. Que el cargadero número 2 es de peor rendimiento por los inconvenientes anejos a todo cargadero fijo en el que por temor a ocasionar averías en el buque, con la tolva por los movimientos de aquél, ha de procederse con gran precaución; y en este caso también porque el tope del espigón, por un lado, no permite movimiento al buque, cuando es de mucha eslora, para cargar una de sus bodegas extremas, y en muchas ocasiones, cuando en los dos atraques número 1 y número 2 perpendiculares entre sí hay dos buques grandes, tampoco tiene libertad de movimiento para presentar la otra bodega extrema bajo la tolva de carga; circunstancias ambas que contribuyen a dificultar la carga obligando a movimientos siempre lentos o a terminar la carga en otro cargadero.

El Parque de Carbones tendrá siempre un mal rendimiento debido a defectos propios de la instalación. Por la disposición de las vías de llegada de los vagones y de los ascensores de los puentes, no se puede trabajar simultáneamente con los puentes para material de un solo ferrocarril, siendo preciso para ello tener, al mismo tiempo, material de ambos ferrocarriles para dedicar un puente a cada uno de ellos; lo que es un defecto grave que resta gran eficiencia al cargadero, singularmente para servir carbón a su depósito.

Es difícil simultanear las operaciones de depositar carbón en el Parque y cargar un buque, aun obligando a éste a moverse,

ya que por la disposición transversal de los depósitos el puente-grúa ha de estar supeditado, al mismo tiempo, a las necesidades y posición de la bodega del buque y a las del depósito que se está formando, en cuanto a clase o calidad del carbón que se deposita y al volumen ocupado por el mismo.

El Parque ha de estar bien surtido de la clase o calidad del carbón que se está embarcando, y también convenientemente acondicionado, pues de lo contrario las cucharas de las grúas no podrían cargarse por sí, requiriendo la ayuda de la pala, lo que restaría eficiencia al cargadero y aumentaría considerablemente el coste de la operación. La práctica ha enseñado que se necesita, cuando menos, un 30 a 50 por 100 de más y esto bien concentrado formando montón.

En cuanto a la carga del buque, que puede hacerse con una intensidad de 800 toneladas hora, también resulta con un reducido rendimiento. La multiplicidad de motores y mecanismos; la frecuencia de averías y paradas; las relaciones de posición, obligadas entre la bodega y la disposición del carbón en el depósito; el atascamiento de la boca de la escotilla de la bodega, su estiba y el suministro de carboneras que por llevar granos, no puede darse por el puente-grúa y por ser muy estrechas las bocas de escotilla resulta una operación lenta y laboriosa; son causas que en conjunto o separadamente contribuyen en perjuicio de la eficiencia del cargadero.

Así resulta que en 1931 el Parque de Carbones movió toneladas 192.697,51, de las cuales corresponden al tráfico propio de la Compañía del F.-C. del Norte 111.020,52, o sea el 57,70 por 100 del movimiento total. Esto enseña, desde luego, que esta instalación es más apta para compradores que lleven menudos y granzas que para los productores para los que fué proyectada.

Estudiando el despacho de los buques, refiriéndolo sólo a los que prestaron servicio a la Compañía del Norte y considerando sólo de Enero a 31 de Octubre para prescindir del período anormal de la huelga del Musel de los últimos meses, resulta:

Que se despacharon 21 buques con una estancia total en el puerto de 60 días y un tonelaje de 90.668 toneladas; de cuyos datos se deduce por buque un promedio de carga de 4.317,52 toneladas y una estancia de 2 días, 20 horas 30 minutos.

La estancia de estos buques en el puerto fué como sigue:

|                                 |   |   |   |     |
|---------------------------------|---|---|---|-----|
| 7 buques, con estancia de 1 día |   |   |   |     |
| 4                               | — | — | — | 2 — |
| 4                               | — | — | — | 3 — |
| 1                               | — | — | — | 4 — |
| 2                               | — | — | — | 5 — |
| 2                               | — | — | — | 6 — |
| 1                               | — | — | — | 7 — |

### SAN JUAN DE NIEVA

Siendo en ese puerto los elementos fundamentales de carga las tres grúas-pórtico de 45 toneladas, puede decirse que los rendimientos obtenidos en el cuadro número 6 corresponden directamente a cada uno de ellos.

### SAN ESTEBAN DE PRAVIA

#### *Cargaderos fijos*

| <u>Años</u> | <u>Carga</u> | <u>Promedio-día</u> | <u>Capacidad teórica</u> | <u>Rendimiento por 100</u> |
|-------------|--------------|---------------------|--------------------------|----------------------------|
| 1930        | 338.000      | 1.126               | 5.760                    | 19,54                      |
| 1931        | 297.000      | 990                 | —                        | 17,18                      |
| 1932        | 282.000      | 1.128               | —                        | 19,55                      |

#### *Grúas-pórtico de 45 toneladas*

| <u>Años</u> | <u>Carga</u> | <u>Promedio-día</u> | <u>Capacidad teórica</u> | <u>Rendimiento por 100</u> |
|-------------|--------------|---------------------|--------------------------|----------------------------|
| 1930        | 447.023      | 1.490               | 3.840                    | 38,80                      |
| 1931        | 417.820      | 1.393               | —                        | 36,20                      |
| 1932        | 357.000      | 1.428               | —                        | 37,19                      |

Los datos del año 1932 corresponden a diez meses.

Nada tiene de extraño el bajo rendimiento de los elementos de este puerto, ya que por sus condiciones de puerto de barra con calados, en ella, reducidos y frecuentes atascamientos debe de es-

lar dotado de elementos excesivos de embarque, a fin de reducir lo más posible la estancia de los buques en el puerto y evitar embotellamientos perjudiciales para los mismos.

Con esto damos por terminado el estudio analítico de la cuestión para entrar en la síntesis y conclusiones que de esta exposición de datos pueda derivarse.

Desde luego, los elementos de carga deben de guardar una íntima relación con las características principales de los puertos y con respecto a este particular, los tres puertos de Asturias pueden agruparse en dos clases: *puertos de ría*, San Esteban de Pravia y San Juan de Nieva, y *puertos en mar abierto*, Gijón-Musel. Los primeros, como puertos de barra, tienen los defectos propios de la dificultades de entrada y salida; en cambio tienen las ventajas de una gran amplitud de líneas de atraque y muelles a poca costa y dársenas tranquilas para la estancia de los buques, y relativamente fáciles y rápidas las maniobras de los buques, para las operaciones de carga. Los segundos son, por decirlo así, la recíproca de los anteriores, son puertos de fácil abordaje, generalmente independientes de las mareas; pero por el contrario sus muelles y líneas de atraque son reducidas por el gran coste con que suelen obtenerse y sus dársenas no logran una gran tranquilidad, por lo que los movimientos de los buques, en su interior, afectados siempre por el estado del mar, se hacen con gran dificultad y lentitud y los buques han de estar sujetos a los muelles y boyas con fuertes y multiplicados amarres.

Diremos, de paso, y como resultado de los datos del capítulo anterior, que de los tres puertos el que resulta dotado en relación con su tráfico con mayor amplitud y por tanto con peor eficiencia es el de San Esteban de Pravia, y el de más reducida dotación pero de mayor eficiencia el de Gijón-Musel; pero en este caso debido fundamentalmente al gran rendimiento obtenido por la Sociedad F.-C. de Langreo en sus elementos de carga. Esto evidencia una vez más los resultados que pueden obtenerse cuando el transporte y la descarga están en una sola mano y serían todavía mayores si estuviese también la carga.

Los elementos de carga podemos clasificarlos en dos grandes grupos: *fijos y móviles*.

Las instalaciones fijas requieren que la clasificación de vagones se haga más minuciosamente, no por buques, sino con arreglo a las bodegas que hayan de recibirlo y singularmente una línea de atraque mayor ya que requiere, cuando menos, el doble de la



eslora del buque. Por consiguiente estos cargaderos no son aptos más que para puertos de ría. Están bien en aquellos puertos como San Esteban de Pravia en el que además la topografía del terreno permite llevar las vías a media ladera y el cargadero es de un coste de primera instalación, reducido; pero está contraindicado en puertos como el Musel, de reducidas líneas de atraque y más cuando el muelle forma un ángulo que le impide al buque moverse para presentar sus bodegas extremas bajo la tolva de carga; por otra parte el coste de instalación del cargadero con un puente de 183 metros es grande y no puede ser tampoco razón que aconsejase su instalación.

Los datos estadísticos presentados anteriormente manifiestan, en conjunto y parcialmente que tanto los cargaderos fijos de San Esteban como el del Musel tienen rendimientos más bajos que los cargaderos móviles, cualquiera que sea su tipo.

Los cargaderos móviles podemos a su vez dividirlos en otros dos grupos: *Grúa-puente* y *grúa pórtico*. Desde luego las *grúas-pórtico* tienen sobre las grúas-puente que están instaladas (salvo la de la Dársena de Gijón) la ventaja de que transportan íntegramente la unidad, vagón, que ha servido para su transporte por ferrocarril; en cambio las segundas requieren un trasiego de la mercancía para pasarla del vagón al caldero o cinta que ha de transportarla.

El coste de primera instalación, así como el de explotación del elemento, es más económico y conveniente el de las grúas-pórtico que las grúas-puente.

En cuanto al rendimiento de uno y otro tipo no puede obtenerse una solución concreta de los datos estadísticos, pues si bien de los dos tipos que usa el F.-C. de Langreo se deduce un mal rendimiento para la grúa-puente de la Dársena y un elevado rendimiento para las grúas-pórtico del dique Norte; sin embargo, ya manifestamos anteriormente que uno y otro son casos anormales que no pueden adoptarse como tipo, la grúa-puente de la dársena por las defectuosas condiciones de marea en que tiene que trabajar y las grúas-pórtico del dique Norte por las excepcionales condiciones en que trabajan, con un ferrocarril propio y un servicio de trenes adecuado al trabajo de las grúas.

Prescindiendo de estos dos casos, nos encontramos con que la grúa-puente, del cargadero número 1 del Musel, tiene su rendimiento por encima del 60 por 100, mientras que la grúa-pórtico de 45 toneladas, del mismo puerto, está en el 35 por 100, las de San Juan de Nieva, por el 45 por 100, aun cuando llega el año

1923 al 61 por 100, y las de San Esteban de Pravia están en el 37 por 100.

Nos inclinamos por la grúa-pórtico, por lo ya dicho anteriormente, que recoge y traspasa al buque en cada movimiento la unidad de transporte del ferrocarril, el vagón, sin trasiego ni manipulación de ninguna clase.

Queda por último un punto muy interesante, cual es, si los cargaderos móviles deben de ir acompañados de un depósito de carbón, *in situ*, es decir, dentro de su radio de acción.

Hemos de analizar algunos puntos de vista de esta cuestión:

¿El depósito ha de prestar su beneficio a las minas o a los buques? Si es a las primeras, será a base de sustituir este depósito por el de la plazuela de la mina, a fin de no duplicar la operación de apile y cargue; es decir, habrá de ser el regulador entre la producción y la venta; si es al segundo, con tener en el depósito lo que represente el cargamento del buque o algo más, sería suficiente. En el primer caso, habría que prever para todas las minas, o su mayoría, y se precisarían "stocks" excesivamente grandes que no podrían establecerse, *in situ*, es decir, en los muelles y dentro del radio de acción de la grúa, habrían de estar alejados de ella; en el segundo, siendo los buques carboneros de mayor porte de 6.000 toneladas de carga y como habrán de despacharse sucesivamente, con una capacidad relativamente pequeña, puede prestarse este servicio y puede establecerse, *in situ*. Por consiguiente, los depósitos de carbón en los muelles, dentro del radio de acción de las grúas, deben de servir para un más rápido despacho de los buques.

¿Para qué tamaños de carbón deben servir los depósitos? De las estadísticas de la Dirección general de Minas y Combustibles de 1931 y de los datos referentes a lo suministrado directamente por los productores, se desprende, *grosso modo*, que de 4.528.752 toneladas, hay 2.566.611 que se suministran a ferrocarriles, industrias de gas, siderúrgicas, cementos y algunas otras, con una relación de cribados y galletas de un 8 por 100 y queda un resto de dos millones, cifra redonda, servidas a la Marina de Guerra Mercante y pesqueros, a Almacenistas y otras diversas industrias en que la relación de cribados y galletas es el 37 por 100.

Aun cuando esta estadística se refiere a los totales suministros de la cuenca, podemos observar que la partida de Almacenistas representa 1.024.549 toneladas con 364.000 toneladas de granos por el litoral. Por tanto los depósitos debiendo de disponerse para servir a todas las contingencias, es natural que se aco-

plen a cargamentos que habrán de llevar un promedio de granos del 30 al 40 por 100, o sea para todos los tamaños de la producción.

¿Para qué clases de carbones deben de servir los depósitos? Ya se indicó anteriormente que pueden agruparse en tres grandes categorías: magros, secos de llama larga, y de gas y cok. Esto en cuanto se refiere a granzas y menudos, que es en los que, como hullas de uso industrial, se establece esta diferenciación.

¿Qué carácter ha de tener este servicio? Afecto el depósito, directa e inmediatamente al elemento de carga, debe de ser uniforme en uno y otro el carácter del servicio. Por consiguiente este carácter ha de ser el de *un servicio público*, que es el que corresponde a todos los servicios que directa o indirectamente dependen del Estado o utilizan concesiones del mismo, pudiendo ser utilizado mediante una tarifa por todo aquel que lo necesite. De aquí se deduce que el depósito ha de ser dispuesto en forma que puedan sucederse las mercancías depositadas y los usuarios.

Estas condiciones complican la disposición de los depósitos por la separación de tamaños, de clases y la sucesión de mercancías y usuarios.

Los depósitos pueden ser de tres tipos: elevados al nivel del suelo, o móviles.

Los elevados son del tipo tolva, con descarga de fondo, como los que están en construcción en el puerto de San Esteban de Pravia. Las tolvas pueden ser múltiples, almacenando cualquier tamaño o clase y los usuarios pueden sucederse, ya que es fácil establecer una reglamentación que prohíba que después de un embarque queden restos de carbón en las tolvas utilizadas y por tanto dejarlas en disposición de servicio para otro productor distinto.

Esta clase de depósitos tiene también la ventaja de una continuada renovación del carbón, impidiendo que éste se haga viejo en el depósito, pierda sus características e influya en su combustión espontánea.

Los depósitos en el suelo son del tipo del construido en el Parque de Carbones. En ellos la mercancía ha de sufrir movimientos anormales, ya que para pasar del vagón al buque por el intermedio del depósito, ha de elevarse para descender al depósito y después ha de volver a elevarse para descender a la bodega del buque.

La rotación de la utilización del depósito se hace muy difícil, por no decir prácticamente imposible, a causa de los sobrantes de los embarques. Para que los elementos de carga, las cucharas

Prietsman, se carguen de carbón necesitan encontrar un montón del mismo; de lo contrario, al cerrarse, no aprisionan lo suficiente y la práctica enseñó que se precisa un plus de un 30 a un 50 por 100 de la cantidad a embarcar. De querer limpiar el depósito hay una parte de relativa importancia que hay que cargar a pala en las cucharas, lo que encarece notablemente la operación y resta eficiencia al cargadero ya que equivale a cargar a pala es aparte de la bodega del buque.

El sistema de carga no se presta para granos, por consiguiente el buque que los lleve, o bien va a completar a otro cargadero, o bien se complementa aquél con otros elementos auxiliares para la carga de granos. En cualquiera de los dos casos se pierde parte del fin principal de la instalación, retrasando el despacho del buque.

Los depósitos en el suelo, de no limpiarse con frecuencia, dejan una parte del carbón que no se mueve, se avejenta, pierde de sus características y acaba por combustionarse.

De aquí se deduce que este tipo de cargadero con depósito es inadecuado a las necesidades de las minas, ya que no se presta al apile y cargue de todos los tamaños, necesario, por componerse la mayoría de cargamentos de los cuatro tamaños de carbón; e inadecuado a las necesidades del puerto, ya que un carácter fundamental de sus elementos es que se presten a realizar un servicio público y éste no se adapta a la rotación de los usuarios.

Otra combinación es la presentada en San Steban de Pravia, de dos grúas-pórtico de 45 toneladas y un depósito en el suelo al servicio de las dos, con una cabida de 5.000 toneladas. Aquí el elemento de carga puede trabajar con vagón o con cuchara Prietsman; es, por tanto, adaptable a todos los tamaños y el depósito queda en este caso reducido a un auxiliar del tamaño que constituye la mayor relación de embarque, el menudo. Es claro que tiene todos los inconvenientes que hemos consignado a los depósitos en el suelo; pero, en este caso, puede incluso considerarse independiente, la grúa del depósito, prestando la primera un servicio de carácter general y destinando el depósito a una licitación pública; solución a la que no se presta el Parque de Carbones.

Queda, por último, lo que hemos llamado *depósito móvil* en el que nos referimos a un stock situado sobre vagones de ferrocarril. No necesitamos razonar que es el que mejor cumple todas las condiciones que el depósito ha de reunir; se presta a toda clase de tamaños y calidades y a la rotación por usuarios. El puerto

puede tener de su propiedad vagones de ferrocarril para el exclusivo servicio de las minas al puerto, distribuyéndolos a su comodidad con relación a sus elementos de carga; con la ventaja de que este depósito sería común para todos ellos.

Era la solución indicada para el puerto de Gijón-Musel, por todos conceptos y que cumplía todas las condiciones y exigencias tanto de las minas como del puerto. Los cinco millones de pesetas gastados en el Parque de Carbones, debieron invertirse en una segunda grúa-pórtico de 45 toneladas y en vagones de los ferrocarriles del Norte y Langreo y, si acaso, en un depósito para menudos como tienen las mismas grúas en San Esteban de Pravia.

El Parque de Carbones es una magnífica instalación para una empresa que, dando otro destino a los granos, exportase 600.000 toneladas de granzas y menudos y que además tuviera un transporte propio desde la mina hasta el puerto, terminando en dicha instalación.

Por nuestra parte, llegamos a la conclusión que, con depósito o sin él, dadas las características del embarque de carbones, tanto en la que se refiere al carbón como a los puertos, el elemento más adecuado y de mejor rendimiento para satisfacerlas cumplidamente, es la *grúa-pórtico* de 45 toneladas de potencia.

---

J. S. PEDRO QUEREJETA

---

## REVALORIZACION DE LOS MENUDOS

---

El problema de la revalorización de los menudos y schlams es de la máxima importancia dadas las grandes dificultades que encuentra hoy día la venta de estos productos.

Las dificultades actuales en la salida de estos productos son debidas a que esta clase se consume, principalmente, en las fábricas siderúrgicas, por lo que, a la falta de consumo de éstas, le sigue inevitablemente el estancamiento y apilado de menudos en las plazas de las minas.

No siendo posible, o por mejor decir, no estando en manos del minero la resolución del problema mencionado, no cabe duda que deben buscarse las salidas cerradas en otros derroteros.

Todos los caminos que se busquen deben estar orientados en el sentido de obtener productos aglomerados, de características análogas al cribado, galleta y granza.

En efecto, si se piensa que el 61 por 100 de la producción asturiana son menudos y schlams, se comprende lo interesante de la transformación de las 2.560.000 toneladas de menudos y de las 280.600 toneladas de schlams, en granos, que pueden ser, sin más preparación absorbidos, por los mismos consumidores actuales.

Tres caminos en vía de realización se ofrecen para resolver este problema:

Primero.—El briqueteado de carbones.

Segundo.—La destilación a baja temperatura.

Tercero.—La destilación a alta temperatura.

Examinemos sus posibilidades económicas y sus limitaciones materiales.

## B R I Q U E T E A D O

### *Clases de hullas a las que se puede aplicar el briqueteado*

El briqueteado del carbón conviene a hullas que tengan un contenido de materias volátiles entre el 10 por 100 y el 15 por 100.

Si la ley en materias volátiles es inferior al 10 por 100 el carbón de la briqueta no convirtiéndose en cok aglomerado resulta que al fundir la brea la briqueta se rompe en pedazos menudos que obstruyen la parrilla. Si la ley en materias volátiles es superior al 15 por 100, el carbón hinchado al calentarse da lugar a que una vez fundida la brea se rompa también en pedazos.

La producción total de menudos asturianos del tipo mencionado son aproximadamente 55.000 toneladas. Resulta que sólo a una muy pequeña parte de la producción de menudos y schlams puede aplicarse el briqueteado para obtener una briqueta llenando *todas las condiciones satisfactorias*.

### *Otras clases a las que también se puede aplicar el briqueteado*

Puede aplicarse también el briqueteado a carbones de un contenido superior de materias volátiles haciendo una adición con menudo de cok, o menudos secos, pero siempre que el carbón sea graso y nunca con carbones secos y conservando en todo caso de mezcla poder aglomerante suficiente en el ensayo al crisol en el laboratorio.

### *Tamaños de carbón a los que se debe aplicar el briqueteado*

Como materia prima para la producción de aglomerados, se pueden emplear menudos y schlams.

El empleo de sólo schlams no es conveniente por motivo de que la briqueta pierda calidad.

La mejor marcha corresponde a una mezcla que contenga el 50 por 100 de granos del tamaño 0-1 milímetros proporción lo que obliga a una mezcla de menudos con schlams, siempre que se quiera obtener una buena briqueta.

### *Cantidad de brea*

La cantidad de brea seca del tipo de 50-60 por 100 de materias volátiles y punto de fusión 70°-75° que se emplea en el briqueteado de estos carbones es de un 8-9 por 100.

### *Medios de intensificar el consumo*

Conseguir intensificar el consumo en las industrias que hasta hoy han consumido los aglomerados es tarea difícil, pues siendo el 90 por 100 de la producción actual absorbida por los ferrocarriles, se necesita un aumento de tráfico para producir un mayor consumo.

Crear se puede intensificar el aumento de consumo por disminución del precio de coste de las materias primas de la fabricación, es tarea vana e ilusoria. Veamos por qué.

El precio del carbón no puede disminuirse.

El precio de la brea es actualmente en España de 236 pesetas tonelada sobre vagón fábrica Asturias y tampoco puede disminuirse en cantidad importante, ni aun utilizando en vez de la brea española, brea extranjera con supresión de derechos arancelarios.

El precio de la brea en Londres es de 100 sch./Tn.

Los derechos arancelario de la brea son 10 pesetas oro, que corresponden según los últimos valores decenales en oro a pesetas 25 papel.

Quedará, pues, el precio de la brea extranjera en unas 218 pesetas papel. La rebaja con respecto al precio de la brea española será de unas 18 pesetas tonelada.

Esto podrá reducir el precio de los aglomerados suponiendo un 9 por 100 de consumo de brea en 1,60 pesetas la tonelada de aglomerados.

Esta diferencia, muy interesante para las fábricas de aglomerados, no es, sin embargo, de importancia para poder pensar en un aumento del consumo de aglomerados.

### *Perjuicio para los productores de cok*

Pero esta disminución forzosa en el precio de la brea española da lugar a que, precediendo la brea del alquitrán de la fábrica



de cok, repercute en el precio de coste de la tonelada de cok por el abono que la brea le hace al cok.

Correspondiendo a cada tonelada de cok 25 kilogramos de brea resulta el precio de coste del cok aumentado en 0,50 pesetas aproximadamente.

Resulta de ello que la compensación de las dificultades económicas de las fábricas de aglomeración es realizada de una parte a expensas de renunciar al estado a los ingresos de Aduanas, y de otra de los productores de cok, y por consiguiente a la salida de los menudos de cok.

### *Primas*

Más lógico hubiese sido la distribución de la misma cantidad con que renuncia el Estado por el cobro de los derechos arancelarios, en forma de primas a la producción de aglomerados, lo que por mantener el arancel aseguraría la fácil salida de la brea española que con los derechos arancelarios está en precio por debajo de la brea extranjera.

### *Limitación de entrada de brea extranjera*

De todas formas, si no se quiere implantar las primas a la producción, siendo el consumo total de brea para aglomerados de unas 75.000 toneladas, muy superior a la producción de brea en España, la entrada libre de arancel debe ser inferior al consumo en las toneladas de la producción española.

Como se ve, una intensificación del consumo de aglomerados normales es muy difícil de conseguir.

### *Aglomerados no normales*

Sin embargo, una intensificación del consumo de aglomerados puede existir, como indica en un reciente trabajo el señor Lucio Villegas publicado en "Asturias Marítima" en el empleo de aglomerados no normales en otras utilizaciones que las hasta ahora empleadas.

Primero. En la sustitución de la granza que se entrega a los obreros y empleados mineros para su consumo, por ovoides he-

chos con schlams, puesto que en este caso, aun a pesar de su inferior calidad, no hay transporte de importancia que pueda comprometer la integridad del aglomerado.

Segundo. En el empleo en las locomotoras mineras y en los buques carboneros, relacionados con las Empresas hulleras de briquetas hechas con mezcla a partes iguales de menudo y schalams.

Estos dos consumos agrupados permitirían, según el mencionado trabajo, consumir mensualmente unas 11.500 toneladas de menudo y schalams que disminuirían grandemente el déficit de 19.000 toneladas mensuales hoy día existente en la venta de menudos y schlams.

### CONCLUSIONES

Primera. No puede llegarse a un aumento del consumo de aglomerados normales.

Segunda. Debe sustituirse la exención de derechos arancelarios por el establecimiento de primas a la fabricación.

Tercero. Es posible dar salida a un 60 por 100 del exceso de la producción sobre la venta de menudos y de schlams por el empleo de briquetas de inferior calidad en los consumos de obreros y empleados y en las locomotoras mineras y barcos carboneros.

### DESTILACION A BAJA TEMPERATURA

Se entiende como destilación a baja temperatura la destilación del carbón a temperaturas tales que no pueden experimentar transformaciones por pirogenación los productos destilados.

#### *Objeto que se busca*

Tres objetos se buscan principalmente en la destilación a baja temperatura:

Primero. La obtención de un semi-cok aglomerado que permita el transporte.

Segundo. La obtención de una mayor cantidad de combustibles líquidos.

Tercero. En algunos casos particulares que luego se indican se busca con la destilación a baja temperatura la obtención de un producto sólido pulverulento.

### *Distintas clases de semi-cok aglomerado*

En el caso de la realización de un semi-cok aglomerado por sí mismo conviene distinguir los procedimientos que dan un semi-cok esponjoso de dureza suficiente para su transporte y de densidad entre 0,6 y 0,9; a estos procedimientos corresponden todos los "smoke fuels" (combustibles sin humo de Inglaterra), y los procedimientos en los que se trata de obtener una verdadera antracita artificial; en éstos hay que recurrir forzosamente a una compresión previa de los menudos o schlams.

Se obtienen así productos de densidades superiores a 1,2 que se aproximan más a la densidad de 1,3 de la verdadera antracita y que sirven para los mismos usos que ésta, calefacciones centrales y hogares domésticos, principalmente.

### *Dificultades de la realización*

La realización práctica de cada uno de los tipos de hornos necesarios para las distintas clases de semi-cok a obtener, tropieza con grandes dificultades; más de 5.000 patentes han sido solicitadas en los países industriales referentes a aparatos y hornos de destilación a baja temperatura, lo que indica la inexistencia de tipos llenando todas las características deseadas.

### *Conductibilidad del carbón*

Varias son las dificultades de la realización práctica; el carbón tiene una conductibilidad calorífica muy pequeña, puede formar idea el que cargado un horno de carbón con las paredes calentadas a 1.100-1.150° resulta que sólo al cabo de diez horas la temperatura del centro de la torta de carbón pasa de 100°.

Por consiguiente, y siendo la conductibilidad tan pequeña a altas temperaturas con las bajas será necesario para que progrese con suficiente rapidez el calentamiento que el carbón esté, o en espesores muy pequeños, o rodeado de calor por todas partes, o continuamente agitado para que todo él se ponga en contacto con la pared caliente.

### *Zona pantalla*

Se observa, además, que una vez cargado un horno calentado

a baja temperatura y de forma análoga al de hornos de cok, se produce en cuanto la temperatura de la zona situada inmediatamente al lado del muro alcance 350-400° una zona de 3-4 cm. de espesor, llamada zona pantalla por ser impermeable al calor y al paso de vapores. Esta zona de carbón en estado de fusión o semi-fusión avanza hacia el centro a medida que progresa el calentamiento.

La formación de esta zona da lugar a que los gases que se producen en la destilación no pudiendo atravesar la zona pantalla tienen que pasar del lado de la pared calentante. No puede, por tanto, esta pared en ningún momento pasar de temperatura superior a 550° si se quiere evitar la pirogenación de los productos destilados y por tanto la consiguiente merma en la producción de alquitrán.

#### *Empleo de schlams*

Otro inconveniente en el caso de destilar schlams es la humedad de los mismos: utilizados brutos se aglomeran por este motivo; es necesario, por tanto, caso de utilizarlos, un secado previo.

#### *Empleo de menudos grasos*

Otra dificultad en el caso de destilar menudos grasos de llama larga o corta es que, aglomerando fácilmente, no pueden sin dificultades utilizarse como tales en la mayoría de los hornos.

#### *Empleo de menudos secos*

En cambio en los menudos secos que no aglutinan, se produce en algunos de los hornos en los que la masa es agitada mecánicamente polvos que aparecen en el alquitrán hasta en proporciones de 30-40 por 100 y que lo hacen inaprovechable.

#### *Distintos tipos de hornos*

Los distintos hornos que se emplean en la destilación a baja temperatura calientan el carbón unos con otros sin contacto di-

recto con los gases calientes, pudiendo en ambos casos la masa de carbón ser o no agitada por medios mecánicos.

De todas las diversas patentes de hornos citaremos aquellas más importantes que se hayan realizado y están en marcha industrial.

### *Horno "Low Temperature Carbonisation"*

Entre los hornos sin agitación mecánica y con calentado externo merece citarse el horno de la "Low Temperature Carbonisation", instalado en Barugh Barnsley (Inglaterra), y el horno Pieters, instalado en Bélgica.

El horno de la "Low Temperature" está formado por unas 12 retortas asociadas en batería y construídas con material refractario.

Las retortas tienen unas dimensiones de 3 metros de altura por 2 metros de largo y 28 cm. de ancho.

En el interior de cada retorta hay una columna central formada por chapas de acero al manganeso que están perforadas, para que la subida de los productos de la destilación sea facilitada. Además las chapas que forman la especie de columna central están divididas en dos mitades y pueden una vez terminada la coquización encajarse la una dentro de la otra para dejar un mayor hueco y facilitar el deshornado.

La parte superior del horno está cerrada por una puerta y en la parte inferior hay otra válvula que da paso a la cámara de enfriamiento del cok. En esta cámara hay en las paredes laterales unas camisas de agua para producir vapor de agua.

El calentamiento externo se hace o con gas de destilación o con gas de gasómetros. Los canales de calentamiento son horizontales.

En este horno se emplea una mezcla de 30 por 100 de carbones grasos con 70 por 100 de carbones secos, obteniéndose un semi-cok muy bien aglomerado. La capacidad de producción es de 36 toneladas por día. Esta instalación está orientada en el sentido de obtener principalmente combustible sin humo y se pasa en la destilación de la temperatura de 550° señalada como límite para la destilación a baja temperatura, por lo que resulta una producción de alquitrán inferior a la del laboratorio.

### *Horno Pieters*

El procedimiento Pieters corresponde a la variante de aglomerado previo; en este procedimiento se aglomera el combustible a tratar con brea fabricando unos ovoides que luego son destilados en un horno vertical de 15 metros de altura, 1,24 de largo y 0,28 de ancho medio.

La instalación visitada en Charbonnages de Nord de Charleroi emplea finos de 0,10 milímetros con 14 de materias volátiles, 12 por 100 de H<sub>2</sub>O y 12 por 100 de cenizas, que primeramente son secados en un secadero de platillos que utiliza el calor perdido de los humos de combustión del horno.

La adición de brea es de un 8 por 100 y la mezcla es pasada por unos molinos Kanr y aglomerados en una prensa de ovoides que luego por una cadena de cangilones son cargados en el horno.

La carga tarda en bajar de 15-20 horas y a medida que camina va calentándose hasta llegar a la temperatura de 600°, con la que se obtienen unos ovoides con 6 por 100 de materias volátiles.

El enfriamiento de los ovoides se hace en la parte inferior del horno mismo, para lo que la parte inferior de los muros es atravesada por el aire que luego se emplea en la combustión de los gases de calefacción.

Los canales de fuego están situados en el lado ancho de la cámara de destilación y son verticales, mientras que en el lado estrecho hay unas aberturas que dan paso a los gases destilados, evitándose así el contacto durante los 15 metros con las paredes calientes. Los gases reunidos en un colector común pasan al barrilete, condensación y corriente, aspirados por la extractora.

El tragante en estos hornos permanece abierto, siendo la misma carga la que hace de cierre. El deshornamiento se hace cada hora en una altura de 0,80 metros. Cada retorta o cámara carga cinco toneladas por hora y hay 10 cámaras agrupadas en batería.

### *Deformación y adhesión de los ovoides*

Respecto de la deformación y adhesión de los ovoides unos con otros con la clase de carbón con que trabajan no se presenta este inconveniente.

### *Empleo de carbones grasos o secos de llama larga*

Si se quisiera marchar con carbones grasos o secos de llama larga, habría que añadirles previamente polvo de cok con objeto de rebajar la ley en materias volátiles y evitar las adherencias de unos ovoides con otros. Sin embargo, el éxito de este recurso no está suficientemente probado, siendo necesario realizar pruebas con el menudo que se trate de utilizar.

### *Venta y precio*

Los ovoides obtenidos se han vendido en Bélgica mismo sin necesidad de dirigirlos hacia París y a precios haciendo concurrencia con la antracita.

### *Horno de "Combustibles saus fumées"*

Entre los hornos sin agitación mecánica, pero de caldeo interno, es de notar el procedimiento de la Sociedad "Combustibles saus fumées", empleado en las minas de Noeux Vicoigne et Drocourt.

La instalación visitada estuvo en completa marcha industrial.

Se emplea en esta instalación como vehículo de calentamiento de vapor de agua calentada a 650°.

Este vapor de agua a esta temperatura se le hace pasar a través del carbón a destilar que se ha aglomerado en ovoides con adición de brea.

Los ovoides destilan sus materias volátiles que salen acompañadas con el vapor de agua. Por condensación se separa el alquitrán del agua y del gas.

En Neoux se parte para la fabricación de vapor producido en calderas de carbón pulverizado a 18 kilogramos.

El vapor se le hace pasar por unas turbinas de 2.000 kw., y se reduce su presión a 0,5 kilogramos.

El vapor a 0,5 kilogramos es recalentado a 650° en una batería de recalentadores, donde se quema el gas que se produce en la destilación y un aporte de gas de hornos de cok.

El vapor se dirige por tuberías cuidadosamente calorifrigadas a los aparatos de destilación.

Estos aparatos de destilación son unas torres de 3,50 metros

de diámetro y 7,50 metros de altura rellenas de bandejas donde están dispuestos los ovoides a destilar.

Las bandejas se colocan para evitar que por la acción del peso de los ovoides se peguen unos a los otros durante la destilación.

Hay ocho torres en juego: una vaciándose, otra cargándose, dos calentándose por recuperación de calor, dos calentándose directamente con vapor y dos enfriándose.

El vapor pasa sucesivamente por las torres y a medida que progresa la destilación se avanza de una torre.

El vapor de agua cargado de vapores de alquitrán y aceite sale de la última torre a una temperatura de 250° y pasa primeramente por un condensador primario donde abandona solamente la mayor parte de la brea y de los alquitranes pesados.

De este condensador primario, que es un condensador de platinillos, sale el vapor de agua a una temperatura ligeramente superior a 100° y pasa a un condensador secundario donde se condensa el agua y los alquitranes ligeros, quedando un residuo, que es el gas.

Entre el condensador primario y el secundario hay una toma de vapor ya despojado de los productos pesados de que estaba cargado, que se envía por un ventilador a las dos últimas torres que funcionaron con vapor directo con objeto de que, tomándolas el calor, enfríe progresivamente los ovoides y sirva ese calor recogido para ser entregado una importante fracción a las dos primeras torres cargadas de ovoides.

El carbón que emplean son schlams de 0-2 milímetros con 6 por 100 de cenizas, 18 por 100 de H<sub>2</sub>O y 15 por 100 de materias volátiles.

El carbón se seca en un secadero Huillard y luego se aglomera de la forma ordinaria con un 8 por 100 de brea.

El cargue de los hornos se hace por medio de cintas transportadoras desde una tolva donde se almacenan los ovoides, antes de destilar.

La operación de cargue de los hornos se hace cada dos horas, aproximadamente.

El consumo de vapor es de 1, 5 kilogramos por kilogramo de ovoide producido.

### *Producción y venta*

La instalación visitada produce 200 toneladas de ovoides con 6 por 100 de materias volátiles de un aspecto magnífico y du-



rísimo, que pueden concurrir con la antracita artificial y que se venden en París a 500 francos la tonelada.

### *Recuperación de alquitrán*

La recuperación de alquitrán por este procedimiento es casi la misma que la que indica la retorta tipo de Fischer, lo que indica que no hay pirogenación ninguna de los productos destilados.

Las aguas de condensación no contienen amoníaco en forma apreciable industrialmente.

Se han efectuado ensayos de destilación con carbones grasos, habiéndose también obtenido ovoides muy buenos.

### *Gastos de instalación y balance calorífico*

La instalación de una destilación del tipo indicado supone gastos de primer establecimiento considerables; el balance calorífico no parece muy favorable y sólo teniendo a disposición el vapor de agua procedente del expansionado en turbinas o máquinas de vapor es cuando puede realizarse este procedimiento.

### *Procedimiento Pintsch*

Otro procedimiento utilizado dentro del sistema de calentamiento sin agitación mecánica, es el Pintsch instalado sobre una caldera Steinmüller de la central eléctrica de Berlín-Lichtenberg.

El procedimiento consiste en hacer pasar una parte de los gases calientes del hogar a través del combustible a destilar.

El paso de los gases calientes está asegurado por la aspiración de un inyector.

El semi-cok pulverulento y caliente cae directamente a la parrilla de la caldera, mientras que los vapores de alquitrán son condensados en caliente y el resto del gas es quemado en quemadores situados encima de las parrillas.

La instalación consta de una tolva alimentadora de carbón que vierte su contenido por intermedio de un distribuidor a la cámara de destilación. La cámara de destilación, situada encima y un poco por delante de la parrilla, tiene la forma de una V con la rama inmediata a la caldera vertical. En esta rama vertical hay

provistos unos agujeros que dan pasada al gas de combustión. Este es aspirado a través de toda la masa que llena la cámara de destilación por el aspirador. Los vapores de alquitrán son condensados y el resto de gases es devuelto a quemar encima de las parrillas.

### *Inaplicación a menudos grasos ni schlams*

Este procedimiento no puede aplicarse a menudos ni schlams por causa de aglomerarse fácilmente en la cámara de destilación; no presenta inconvenientes su aplicación a carbones con muchas cenizas.

La cantidad de alquitrán obtenida por este procedimiento es netamente inferior al alcanzado en la destilación de laboratorio.

El gasto de establecimiento de esta instalación es muy pequeño.

Entre los hornos de caldeo externo y de agitación mecánica merece citarse principalmente el Salermi y el K. S. G.

### *Horno Salerhi*

El horno Salerhi visitado en Heinitz (Mines Domaniales de la Sárre) realiza un secado previo de los carbones, utilizando el calor de los humos de la combustión, en su secadero situado encima del horno de destilar, seguido de una destilación durante la cual el carbón es agitado con gran rapidez para que todas sus partículas se pongan en contacto con la superficie calentadora.

El horno está formado por una serie de 12 cangilones formados de chapas de acero al manganeso, calentados por su parte inferior. En cada cangilón hay un eje provisto de paletas que produce un removido de la masa al mismo tiempo que la hace avanzar de un cangilón al siguiente. Los cangilones son calentados por los humos calientes procedentes de unos mecheros, donde se quema el gas de destilación o gas de gasógenos. Para evitar que la gran cantidad de polvo producido por la agitación mecánica pueda pasar con los alquitranes cuando se condensan tiene el horno establecido en el interior de la cámara de destilación y en las tres tomas de gases y vapores unos desempolvadores formados por unas chapas perforadas que al ser atravesadas por los gases y vapores se encuentran con otras llenas situadas a continuación. El zig-zag a que obliga este camino produce un desempolvado.

Los humos calientes de la calefacción pasan al secadero situado inmediatamente encima de la cámara de destilación y se mezclan directamente con el carbón a secar.

El carbón a secar depositado en una pequeña lámina de 3-5 centímetros de espesor es movido por medio de unos arrastradores en sentido contrario al de los gases, llegando seco a los cangilones de destilación.

Para evitar un recalentado de los cangilones, éstos están protegidos por unas bovedillas de ladrillo refractario.

La salida de los productos destilados se hace por un apagador provisto de una mesa giratoria que hace el cierre de la cámara de destilación.

El carbón empleado en estos hornos es schlams de hulla seca de llama larga de Lonisenthal, de 32 por 100 de materias volátiles, 20 por 100 de  $H_2O$  y 8 por 100 de cenizas.

Cada horno es capaz de tratar 25-30 toneladas de schlams seco, lo que corresponde 31-37 toneladas de húmedo y existen 5 hornos.

El alquitrán obtenido en la cantidad de 60 kilogramos tonelada tratada contiene aún 3-3,50 por 100 de polvos.

El semi-cok que se obtiene tiene 14 por 100 de materias volátiles y es del tipo de un semi-cok pulverulento sin formaciones de nódulos ningunos.

#### *Empleo de menudos grasos*

Se han probado también estos hornos con menudos grasos y se han obtenido un semi-cok pulverulento análogo al de los carbones secos, sin que se hayan producido aglomeraciones del carbón.

#### *Empleo en calderas o en adición con menudos grasos*

Este semi-cok pulverulento conviene para ser quemado en calderas o para adicionarlo a los menudos grasos de cok y reducir su ley en materias volátiles. El primer método es aplicado en la instalación visitada en Langerbrugge (Centrales eléctricas de Flandes) en donde producen en un horno Salerme unas 35 toneladas de semi-cok con 14 por 100, 16 por 100 de materias volátiles partiendo de carbón seco de llama larga procedente de Polonia con 12 por 10 de  $H_2O$ , 12 por 100 de cenizas y 33 por 100 de materias volátiles.

Han obtenido un rendimiento de 45-50 kilogramos de alquitrán primario con un 2 por 100 - 3 por 100 de polvo.

El segundo método de utilización del semi-cok pulverulento o sea la mezcla con carbones grasos de llama larga es realizado en las cokerías de Heinitz (Sárre).

El semi-cok con 14 por 100 de materias volátiles es mezclado a la salida de los hornos en la proporción del 15 por 100 con menudos grasos, obteniéndose un cok extraordinariamente mejorado.

#### *Aplicaciones a todos carbones y tonelaje*

Resumiendo los hornos Salerni según se deduce del examen de las instalaciones visitadas, permiten tratar toda clase de carbones menudos o schlams, bien sean secos o grasos, e igualmente permiten por su sistema de agitación del carbón la producción de cantidades importantes de semi-destilado por horno, sin necesitar grandes empujamientos para su instalación.

#### *Complicación mecánica y máxima campaña*

Tienen, sin embargo, el inconveniente de su complicación mecánica de agitado, lo que da lugar a frecuentes paradas instantáneas y a que la máxima duración de una campaña según gráficos desde la puesta en marcha de las instalaciones en Heinitz ha sido de 4 meses y necesitando luego una reparación de un mes.

#### *Inconveniente del polvo*

Existe igualmente el inconveniente del polvo, que puede perjudicar grandemente a la calidad del alquitrán.

#### *Procedimiento K. S. G.*

Otro procedimiento visitado ha sido el K. S. G. en "Mines de Lers". Este procedimiento entra dentro de los hornos giratorios. El carbón a destilar es introducido por la parte inferior de un cilindro de chapa inclinado 15° sobre la horizontal, asciende por este cilindro que está provisto de una hélice fija y cae a otro

exterior concéntrico con el interior, que es el que se calienta indirectamente por los humos de combustión.

#### *Calentamiento del carbón en el cilindro interior y en el exterior*

El carbón en el cilindro interior se calienta hasta unos 200° a 300° y en el cilindro exterior es cuando asciende su temperatura hasta 500° ó 550°. Entre el cilindro interior y el exterior y en el paso del carbón se hace una inyección de vapor recalentado a 400°-500° que activa la destilación.

#### *Armadura del cilindro interior*

El cilindro interior, que hace el efecto de secadero, tiene también una misión esencial a realizar, que es la de servir de armadura del cilindro exterior. La chapa de acero dulce calentada a 600°-700° ha disminuído su resistencia a la tracción a la cuarta parte de su valor, siendo necesario para que resista el cilindro exterior que tenga una armadura, que en este caso está realizado por el cilindro interior.

El horno visitado tiene un diámetro del cilindro interior de un metro y del exterior de 2 metros, estando formado para evitar las deformaciones con chapas de espesores de 25 a 32 milímetros respectivamente. La unión de chapas no ha sido hecha remachada, sino por soldadura con gas de agua.

La velocidad de rotación es variable según la clase de carbón a tratar, y con la que hoy día trabajan da una vuelta en 90 segundos.

El horno visitado tiene la particularidad de dar productos aglomerados del tamaño de granza partiendo de menudos.

La explicación de este hecho reside en que la aglomeración depende de la rapidez con que el carbón se calienta y en el horno K. S. G. el tránsito desde los 200° ó los 300° a los 600° se hace de una manera súbita.

El carbón que utilizan en Lens es una mezcla de carbones grasos con 25 de materias volátiles y un 25 por 100 de carbones secos para evitar la aglomeración excesiva de los carbones grasos. El consumo de la instalación visitada es de 100 toneladas diarias.

El semi-cok que sale del horno es cribado en polvo de 0,10 mi-

milímetros y granos de 10 milímetros, 90 milímetros y la proporción de granos es de un 70 por 100 de la producción de semi-cok.

El calentamiento no se hace con gas de destilación, sino con gas de hornos de cok o con gas de gasómetros, que utilizan parte del semi-cok producido. El quemado del gas se hace en una cámara de combustión para evitar recalentado de la chapa, pasando los humos calientes a la cámara de caldeo del cilindro exterior. La adición de vapor está aproximadamente en un 4-5 por 100 de semi-cok producido.

### *Inaplicación a los schlams*

Del examen de esta visita se ve que este horno conviene para menudos grasos y menudos secos, pero que no puede tratar schlams si antes no han sido previamente desecados por causa de aglomerarse la masa por la humedad del schlams.

### *Coste de instalación*

El coste de una instalación de destilación de este sistema es elevado no sólo por el horno, sino por todos los demás medios auxiliares necesarios, gasómetros, calderas recalentadores.

Es de hacer notar, sin embargo, la ventaja que una unidad tiene gran capacidad de tratamiento, lo que disminuye la parte de gastos de primer establecimiento por tonelada tratada.

Estas son las principales instalaciones realizadas en la destilación a baja temperatura, y cabe preguntarse: ¿hay interés en destilar a baja temperatura?

Muy compleja es la contestación a esta pregunta, pero muchos cuidados deben prestarse antes de invertir capital en una instalación a baja temperatura.

### *Historia de la "Coalité" y de la "Low Temperature"*

De ejemplo debe servir lo pasado en el extranjero sin olvidar el caso de instalaciones hechas en España que todos conocemos: una Sociedad "Coalite Cy Ltd.", que estableció varias fábricas en Inglaterra, perdió durante varios años de explotación la suma de 30.000-40.000 libras esterlinas (datos tomados del "Gas-Ligh-

ting”). La sucesora de esta Sociedad, la “Low Temperature Carbonisation Cy”, con un capital de 1.200.000 libras que continuó los asuntos de la anterior Sociedad, mejorando los procedimientos, no ha podido llegar hasta ahora a un resultado económico satisfactorio.

En América una Sociedad, la “Carbcool Cy”, que posee un capital de investigación importantísimo, no ha llegado tampoco a obtener un resultado económico aceptable.

Las dificultades económicas que se presentan en la destilación a baja temperatura del carbón, provienen de que muchas veces se busca el modo de resolver un problema imposible.

La destilación a baja temperatura de algunos carbones produce según el sistema que se emplee en vez de revalorización del menudo, una desvalorización.

Pongamos un ejemplo, partiendo de un menudo asturiano del tipo de 28 por 100 de materias volátiles y 10 por 100 de agua y aplicándolo a un horno de los que no existe previa aglomeración.

Este carbón vale aproximadamente la tonelada a 32 pesetas.

Por destilación se obtendrán unos: 738 de semi-cok de 10 por 100 de materias volátiles, que podrán o no, según el procedimiento, ser aglomerado en un 70 por 100 como máximo, o sea unos 516 kilogramos; el resto, siendo semi-cok pulverulento. El valor del semi-cok aglomerado no podrá ser superior a 36 pesetas; el valor del semi-cok pulverulento no podrá ser superior a 32 pesetas. Totalizados a los precios indicados resulta el valor del semi-cok en 25,67 pesetas.

Los subproductos que se obtienen en la destilación son gas, esencias ligeras y alquitrán. El amoníaco no debe presentarse si la destilación es a baja temperatura.

El gas no se le puede valorizar, como ingreso; bastante será si el rendimiento térmico del horno no necesita la ayuda de otra fuente de calor.

Las esencias que se obtienen por desenciado de los gases, serán como máximo 5 kilogramos por tonelada menudo seco que se valorizan a 0,42 pesetas y que dan un ingreso de 1,90 pesetas.

El alquitrán que como máximo puede obtenerse, puesto que siempre es necesario hacer una mezcla, son unos 70 kilogramos por tonelada de menudo seco, de los que un 6 por 100 serán esencias ligeras y el resto alquitrán propiamente dicho. El alquitrán puede suponerse equiparándolo al adquitrán de hornos de cok, lo que supone una aspiración máxima un precio de 120 pesetas tonelada.

Aplicando estos datos resulta un abono de  $3,78 \times 0,42 + 59,22 \times 0,120 = 8,68$ .

El total de los distintos abonos supone 36,25 pesetas contra 32 pesetas del producto bruto.

Quedan, por tanto, para pagar los gastos de transformación, 4,25 pesetas por tonelada.

No cabe duda que este margen es totalmente insuficiente para pagar los gastos de transformación; solamente la mano de obra valdrá cerca de 5 pesetas.

Tratar de hacer una destilación a baja temperatura en un horno que dé semicok como el indicado, no cabe duda que no se revaloriza el menudo, sino que se hace una depreciación del mismo.

Un caso distinto es si se trata de obtener semi-cok en uno de los hornos que dan un producto de alta densidad 1,2 parecida a la de la antracita.

En este caso y partiendo del mismo menudo anterior, resulta que hay una diferencia de unas 11 pesetas que permiten pagar los gastos de transformación, amortizar el capital invertido y dar un margen de ganancia.

Otra dificultad en la revalorización de los menudos por destilación a baja temperatura está en la clase de alquitrán que se produce en la destilación a baja temperatura.

Este alquitrán deshidratado no tiene más que dos aplicaciones, como aceite de quemar y como aceite para la impregnación de traviesas.

Si se trata de revalorizarlo, hay que tener presentes las dificultades que presenta debidas a la gran cantidad de fenoles y crisoles, a la gran cantidad de agua y en algunos casos a su ley elevada en polvo.

Los fenoles y cresoles llegan hasta alcanzar un 50 por 100 del alquitrán bruto; el agua llega hasta un 16 por 100.

Si un alquitrán en estas condiciones se le quisiera revalorizar para obtener toda la gama de productos utilizables, hay que proceder además de las operaciones de destilación previa y lavado químico a un desfenolado.

Los aparatos que se emplean (salvo casos de destilación continua) son las mismas calderas que se utilizan para la destilación del alquitrán de alta temperatura.

En la destilación se separan las aguas con mucha mayor dificultad que del alquitrán de hornos de cok, debido a que la densidad del alquitrán está muy próxima a 1, no habiendo la diferencia neta e densidades del alquitrán de cok.



Se separan igualmente en esta destilación el aceite ligero hasta 150° y los aceites medios (150°-300<sub>2</sub>) y pesados (superiores a 300°), y el residuo o brea que puede ser un 7 por 100 del alquitrán. Los aceites son de nuevo y separadamente destilados para obtener productos comerciales: petróleos, lampantes, gas-oil, fuel-oil y aceites parafinosos.

De las fracciones medias y pesadas conteniendo la casi totalidad de los fenoles, hay que hacer el desfenolado, que se hace con sosa regenerando esta sosa por una corriente de CO<sub>2</sub>.

De las fracciones pesadas se pueden obtener aceites de engrase y parafinas de las fracciones más pesadas, pero toda esta instalación es de un coste y de una amplitud extraordinaria que no permite su realización más que en el caso de grandes producciones.

Igualmente queda otra revalorización del alquitrán primario, que es el "craking" del alquitrán primario. Estando formado próximamente un 40-50 por 100 de alquitrán por carburos alifáticos es posible aplicarles la cokingización de la misma forma que a los residuos pesados de la destilación de petróleo.

En la instalación de destilación a baja temperatura (visita en Langerbrugge) tenían en curso de instalación una estación de "crackinización" por el procedimiento Dubbs.

Pensaban realizar en esta instalación primero una destilación previa y luego hacer el "craking" sobre las fracciones neutras "sin fenoles" que se obtuvieran.

Como se comprende, este procedimiento no puede aplicarse sobre la base de grandes producciones del orden de destilar 600-700 toneladas de carbón.

#### CONCLUSIONES

Primera. La destilación de carbón no puede aplicarse a los schlams si no hay un secado previo.

Segunda. Sólo deben de considerarse como útiles, de una manera general, aquellos hornos en los que se obtenga semi-cok de densidades próximas a 1,2.

Tercera. No puede esperarse actualmente una resolución del problema de los menudos por destilación a baja temperatura.

#### DESTILACION A ALTA TEMPERATURA

La destilación a alta temperatura tiene por objeto principal la obtención del cok.

La destilación realizada prácticamente se entiende se hace a alta temperatura cuando se efectúa entre temperaturas comprendidas entre 900° y 1.200°.

En el caso de Asturias para realizar la destilación a alta temperatura sólo puede pensarse en baterías de cok, salvo el caso de las pequeñas fábricas de gas que alimenten a las poblaciones importantes.

— En el año 1929 existían en Asturias solamente baterías de hornos de cok en Moreda (Gijón), en Hulleras de Riosa, en Fábrica de Mieres, en Carbones de la Nueva y en Duro-Felguera.

Todas estas baterías son baterías antiguas construídas la mayor parte entre los años 1903 a 1915.

La necesidad de construcción de una nueva batería de hornos de cok se impuso en estos últimos años en las Sociedades importantes, por varios motivos:

Primero. El aumento incesante del consumo de cok.

Segundo. Por la conveniencia de aumentar el rendimiento en subproductos que en las baterías nuevas se produce.

Tercero. Por el mayor rendimiento térmico de las nuevas baterías que permiten utilizar el gas sobrante en diversas aplicaciones.

Siguiendo este camino la Sociedad "Duro-Felguera" decidió la construcción de una nueva batería de hornos de cok.

Resultado de la construcción de esta batería han sido las siguientes consecuencias que pueden tomarse como directrices para el futuro.

El primer problema que se presentó en este caso y que se presenta igualmente a la mayoría de las Sociedades asturianas es qué clase de baterías han de instalarse de grandes hornos o pequeños hornos, teniendo en cuenta que la mayor parte de los carbones disponibles no son los específicos de cok (hullas grasas de llama corta) con un contenido en materias volátiles entre 18 por 100 y 26 por 100, es decir, si han de ser o no baterías con apisonado previo.

La decisión de esta operación es de una importancia extraordinaria, si se apisona teniendo el pan de carbón que mantenerse sin romper, al ser hornado resulta que con la máxima cohesión que se alcance por el apisonado no puede pasarse de una altura de la torta de carbón que sea 5,75 veces el ancho de la misma. De forma que, con un ancho de 0,45 metros, no puede pasarse de una altura de 2,87 metros. Como el largo máximo de los hornos de cok, aconsejable por dificultades del deshornado, es de 12 me-

tros, no puede pasarse como máximo de 13,80 toneladas por horno, mientras que en hornos sin apisonar se llega sin dificultad ninguna a una altura de 4,20 en el pan de carbón. La capacidad resultante es de 22 toneladas por horno, o sea que hacen falta ocho hornos de los pequeños para dar la producción de seis de los grandes.

En estas condiciones la Sociedad "Duro-Felguera" decidió realizar ensayos en baterías extranjeras para ver la manera de comportarse del carbón con apisonado y sin él.

Los ensayos fueron realizados en baterías Lecocq, Still y Otto, principalmente.

Los ensayos de Lecocq fueron realizados con apisonado en la batería de la Sociedad des "Usines Metallurgiques du Hainaut", en Hourpes.

Los hornos tienen las dimensiones de 10,400 largo y 0,45 ancho medio y 2,50 metros altura.

El cok obtenido y ensayado en un tromel de dimensiones 0,50 largo, 1,00 diámetro, número de vueltas del tromel 25 y duración del ensayo cuatro minutos, dió después de cribado en un tamiz de agujeros de diámetro 40 milímetros un 62,20 superior a 40 milímetros.

El mismo carbón ensayado en un horno sin apisonado de la Sociedad "Alcok" en Strasbugo y probado en el mismo tromel dió 78,1 por 100 superior a 40 milímetros.

También se realizó otro ensayo en la batería Lecocq de Bethune, con apisonado. El cok dió 94,55 por 100 de cok superior a 50 milímetros, pero este cok no pudo ser ensayado en el mismo tromel que los ensayos anteriores.

Los ensayos realizados en las baterías Still han sido realizados en Werne (hornos con apisonado), y en Ersin (hornos sin apisonado), y las dos de material sílico.

Los hornos de Werne tienen unas dimensiones de ancho 0,485 altos, 2,600 largo, 10,40 metros.

El carbón remitido dió un contenido de M. V. 32,5 por 100 cenizas 10,5 por 100 y se cargó con una humedad de 10 por 100 y un tamizado de inferior a 1 milímetro de 65,40 por 100 entre 1-2 milímetros, 16,5 por 100, entre 2-3 milímetros 7,1 por 100 superior a 3 milímetros 11,0 por 100.

La cokización duró en Werne 24,30 aproximadamente. La temperatura media de las cámaras antes del hornado fué de 1.110° y después del deshornamiento 1.050°.



El tamizado del cok dió:

Dulhansen. 80 mm. 41,60 por 100; 60-80 mm. 25,90 por 100; 40-60 mm. 19,45 por 100; 20-40 mm. 9,35 por 100; 10 mm. 3,70 por 100.

Allenwald. 80 mm. 45,30 por 100; 60-80 mm. 30,20 por 100; 40-60 mm. 15,90 por 100; 20-40 m. 7,0 por 100; 10 mm. 1,6 por 100.

El ensayo hecho en el tromel dió:

Dulhansen. 60 mm. 18,7 por 100; 40-60 mm. 38,2 por 100; 20-40 mm. 29,2 por 100; 10-20 mm. 6 por 100; 10 mm. 7,9 por 100.

Allenwald. 60 mm. 26,0 por 100; 40-60 mm. 28,25 por 100; 20-40 mm. 34,75 por 100; 10-20 mm. 5,0 por 100; 10 mm. 6 por 100.

De estos ensayos se deduce igualmente la conclusión de que no hay preferencia por ninguno de los dos métodos de apisonado o sin apisonar.

Comprobación de lo indicado son las adjuntas fotografías de las pruebas realizadas que confirman los datos anteriores.

Otro punto de importante fijación es el del ancho del horno a elegir, el tiempo de cocción varía a igualdad de temperaturas de calentamiento como los cuadrados de los anchos, o sea que un horno de 500 mm. coquizando en 28 horas si tiene 0,45 tardará

$$\frac{45^2}{50^2} \times 28 = 23 \text{ horas.}$$

A medida que disminuye el ancho teniendo en cuenta la disminución del tiempo de cocción aumenta la capacidad de tratamiento del horno, de forma que por este motivo no cabría poner límites en la disminución.

Sin embargo, a medida que disminuye el ancho disminuye igualmente el tamaño de los trozos de cok imponiendo esta disminución un límite; este límite, resultado de las comparaciones de los datos obtenidos y los resultados de ensayos diversos en Alemania está entre 40 y 45 cm., según que el carbón a emplear coquice o no muy bien.

Otro punto de decidida fijación en las baterías nuevas de hornos de cok es el empleo de material silíceo.

La utilización de ladrillos silíceos proporciona las siguientes ventajas:

Primera. De mejorar por su mayor conductibilidad el rendimiento de un horno en cok.

Segunda. Mejorar la calidad del cok por ser la penetración del calor mucho más rápida en la masa de carbón, lo que implica una mayor rapidez en la consecución de temperaturas altas, factor primordial para una mejoría de la calidad del cok sobre

todo del producido con carbones de gran contenido en volátiles.

Además los ladrillos de sílice tienen una mayor resistencia al desgaste en caliente y tiene para los carbones con contenidos superior a 0,2 por 100 de sales alcalinas (cloruro sódico) la preciosa ventaja de resistir perfectamente su ataque.

Los ladrillos silíceos tienen una mayor dilatación que los ladrillos aluminosos, pero esta dilatación permanece constante en la temperatura, mientras que los ladrillos sílico aluminosos se dilatan hasta los 1.100, experimentando a partir de esta temperatura una contracción, resultando imposible con un horno de éstos obtener una hermeticidad perfecta.

Otro punto de decidida fijación en una batería nueva de hornos de cok es el empleo de puertas metálicas de junta de hierro sobre hierro.

En las puertas del sistema antiguo donde el cierre se hacía por un rejuntado de arcilla el cierre es totalmente ilusorio, apenas aumenta la presión en el interior del horno en décimos de mm. el horno comenzaba a perder gas, lo que demuestra la inconsistencia del cierre.

En marcha normal el aire penetra en los hornos quemando el amoníaco y el benzol, dando lugar a pérdidas de rendimiento que para el caso del benzol se cifran en alguna instalación hasta en un 20 por 100.

Igualmente otro dispositivo de decidida realización es la supresión del antiguo riego de alquitran del barrilete, sustituyéndole por un riego intensivo de aguas amoniacaes en cada columna montante.

De esta forma se tiene el barrilete a temperaturas muy bajas a la par que se evitan los depósitos de alquitranes pesados (breas) que se forman normalmente en el barrilete con riego de alquitran. Por otra parte el resultado que destilando el amoníaco volátil de las aguas amoniacaes de riego al ponerse en contacto con los gases calientes, para la mayor parte del amoníaco bajo forma gaseosa directamente al saturador. De esta manera sólo el 8 por 100 de la producción de sulfato procede de las aguas amoniacaes. Un descuido más o menos largo por tanto en las columnas de destilación de aguas amoniacaes no tiene importancia, las aguas no teniendo apenas 1 kilogramo de  $\text{SO}_4$   $(\text{NH}_4)_2$  por Hl.

Respecto de la importancia de una instalación nueva para resolución del problema de los menudos he de indicar que la coquización de los menudos grasos acaso sea el sistema que más

aportación pueda realizar para el consumo y revalorización de estos menudos.

La entrada de cok extranjero en España alcanza la cifra de 130.000 toneladas anuales.

A este tenor el consumo de menudos y schlams que debiera de hacerse en España para suministrar ese cok, se acerca a las 185.000 toneladas anuales, cifra de importancia para no despreciar este punto.

Ahora bien, ¿el cok asturiano puede sustituir al cok extranjero?

Actualmente el cok asturiano se realiza con carbones de alto contenido en materias volátiles; el cok que se obtiene es un cok duro, pero frágil y armado en agujas, por motivo de no realizarse mezclas con carbones de contenido reducido en materias volátiles.

Basta la mezcla anterior o la mezcla con semi-cok en las cuencas donde por motivo de precios convenga más, para que la clase de cok sea equiparada a la del cok extranjero.

Una vez obtenido este cok podría la venta dar salida a una cantidad de menudos que aliviaran la situación de crisis de los mismos? Veamos cómo se presenta la situación en el mercado.

El precio del cok inglés puesto sobre muelle Barcelona resulta a 76,50 pesetas, el cok español resulta entre 74 y 79 pesetas; es decir, sensiblemente al mismo precio.

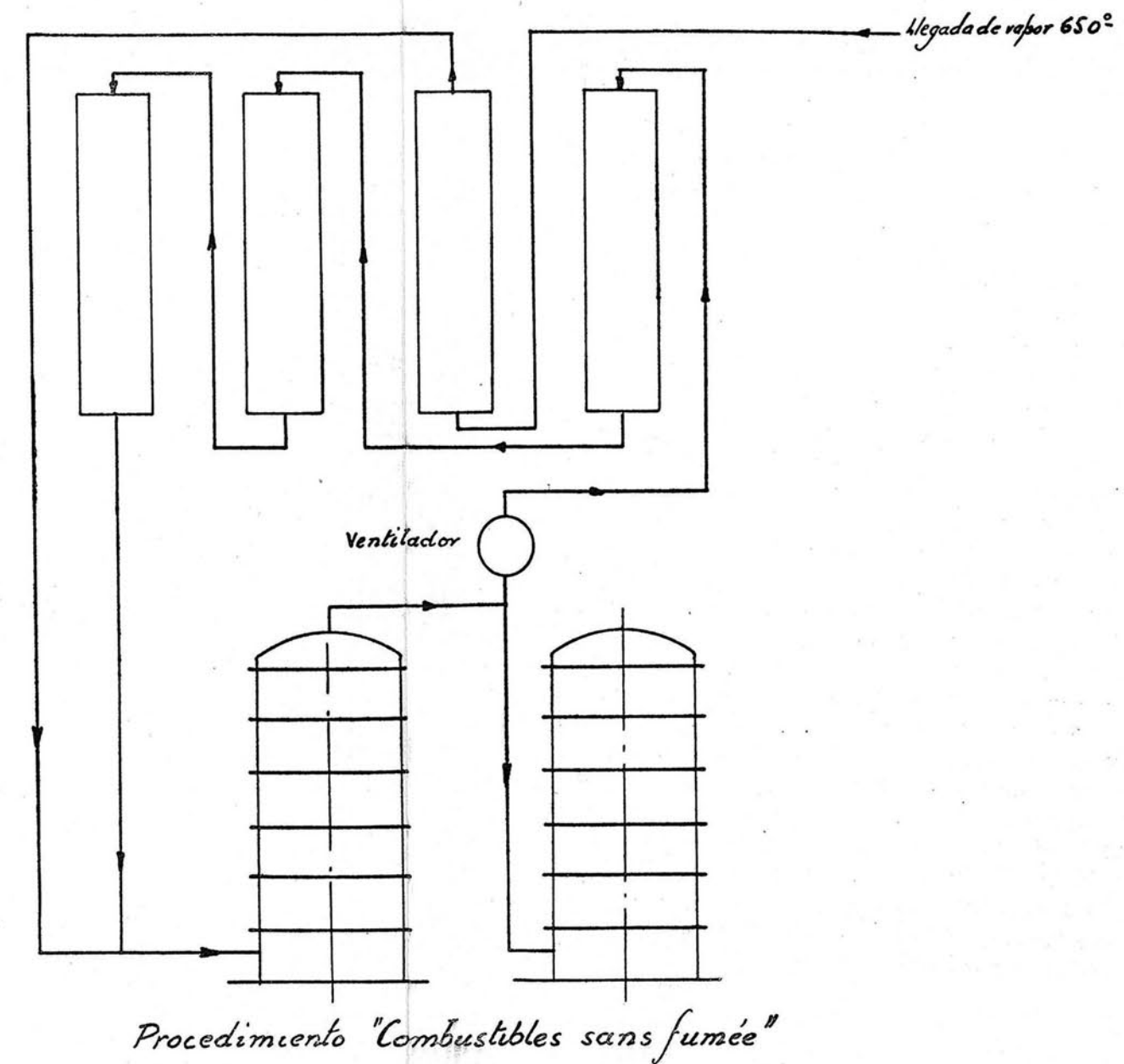
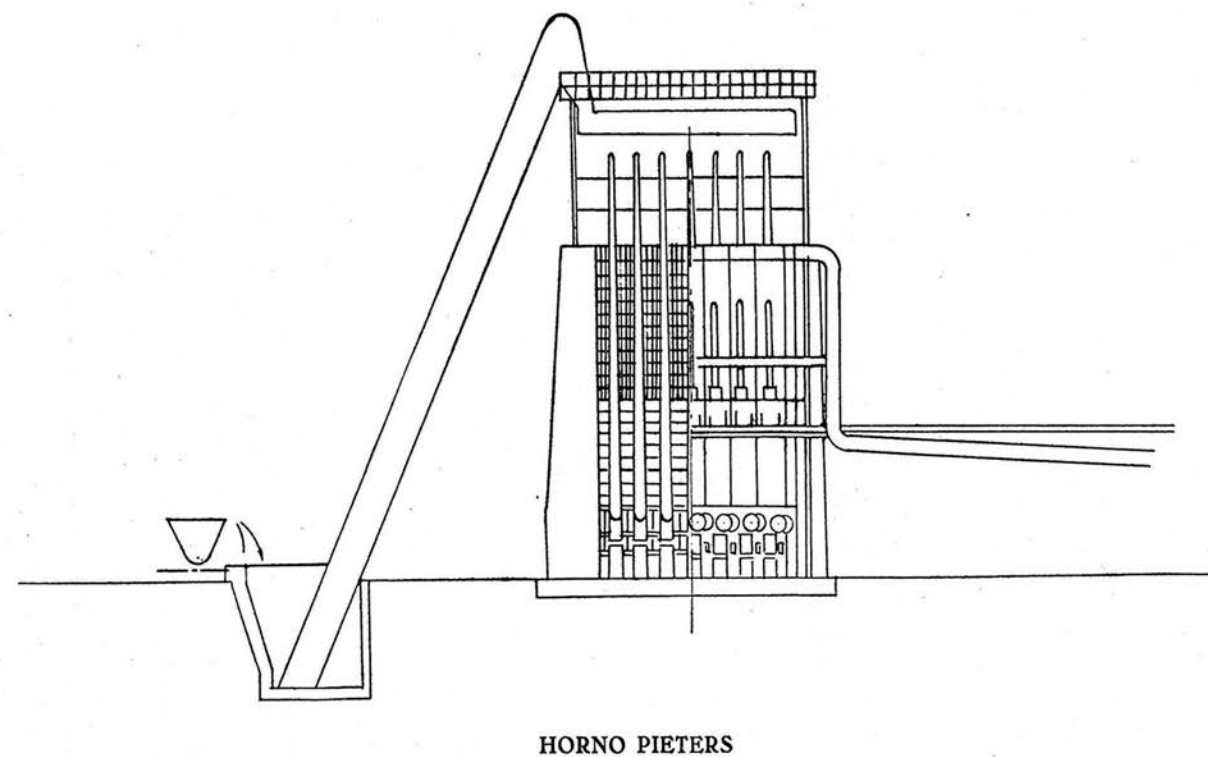
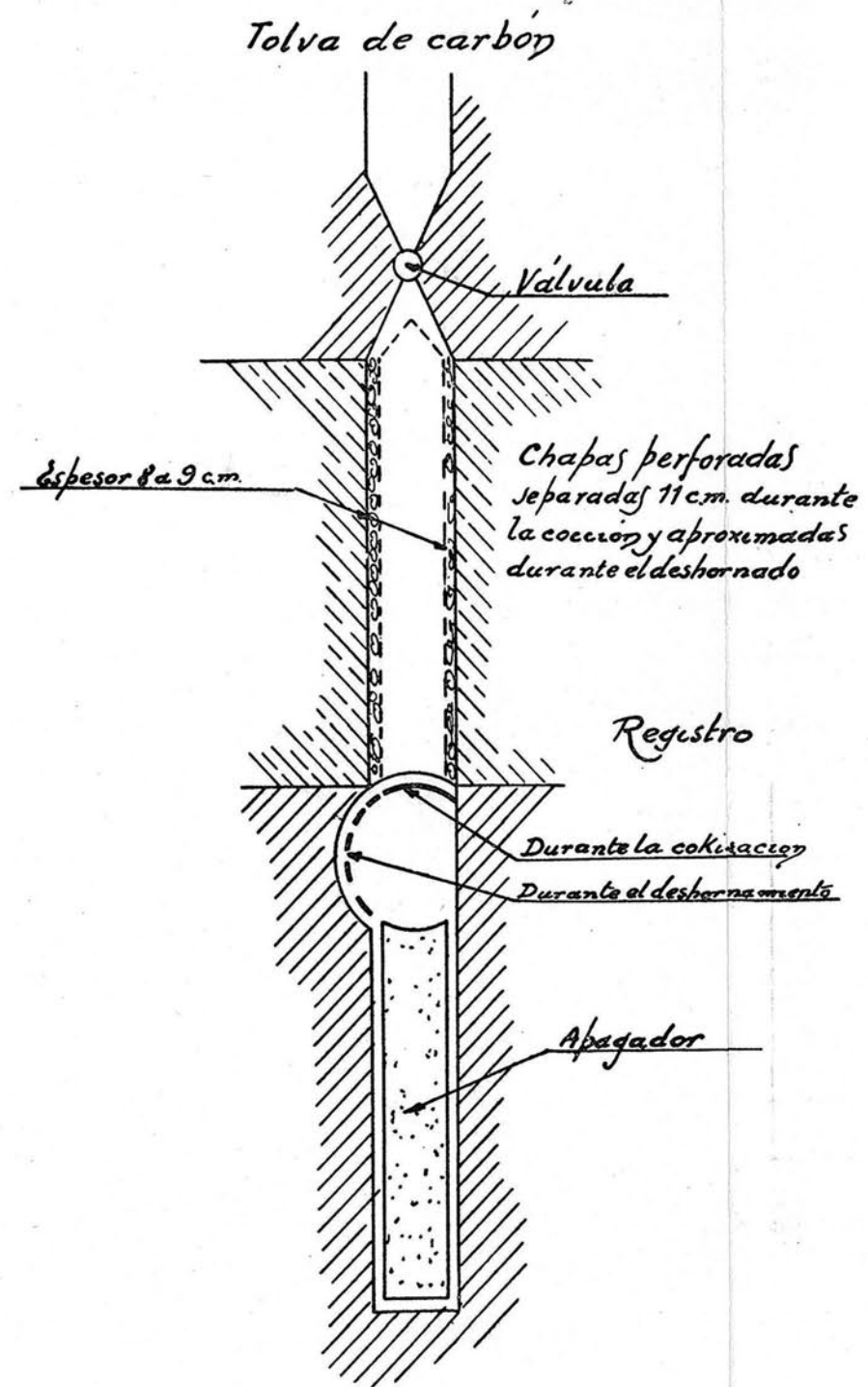
Pero para que el cok inglés resulte a ese precio ha tenido que pagar 9 pesetas oro.

Bastaría con una elevación en los derechos arancelarios del cok para que sin que los consumidores españoles se resientan, el cok español de salida acerca del 83 por 100 del exceso de menudos.

Todavía más: a falta de aumento de derechos de arancel, basta que se haga efectiva la obligatoriedad del consumo de cok para que, siendo el 49 por 100, el 23 por 100 y el 8 por 100 el cok importado, que se consume en las industrias siderúrgicas, fundiciones y químicas, industrias todas ellas obligados se asegure un consumo mínimo de 104.000 toneladas de cok anuales, o sean unas 150.000 toneladas de menudos que en la proporción tan importante del 65 por 100 contribuirían a aliviar la situación del déficit de venta sobre la producción.

---

Horno de la Low Temperature







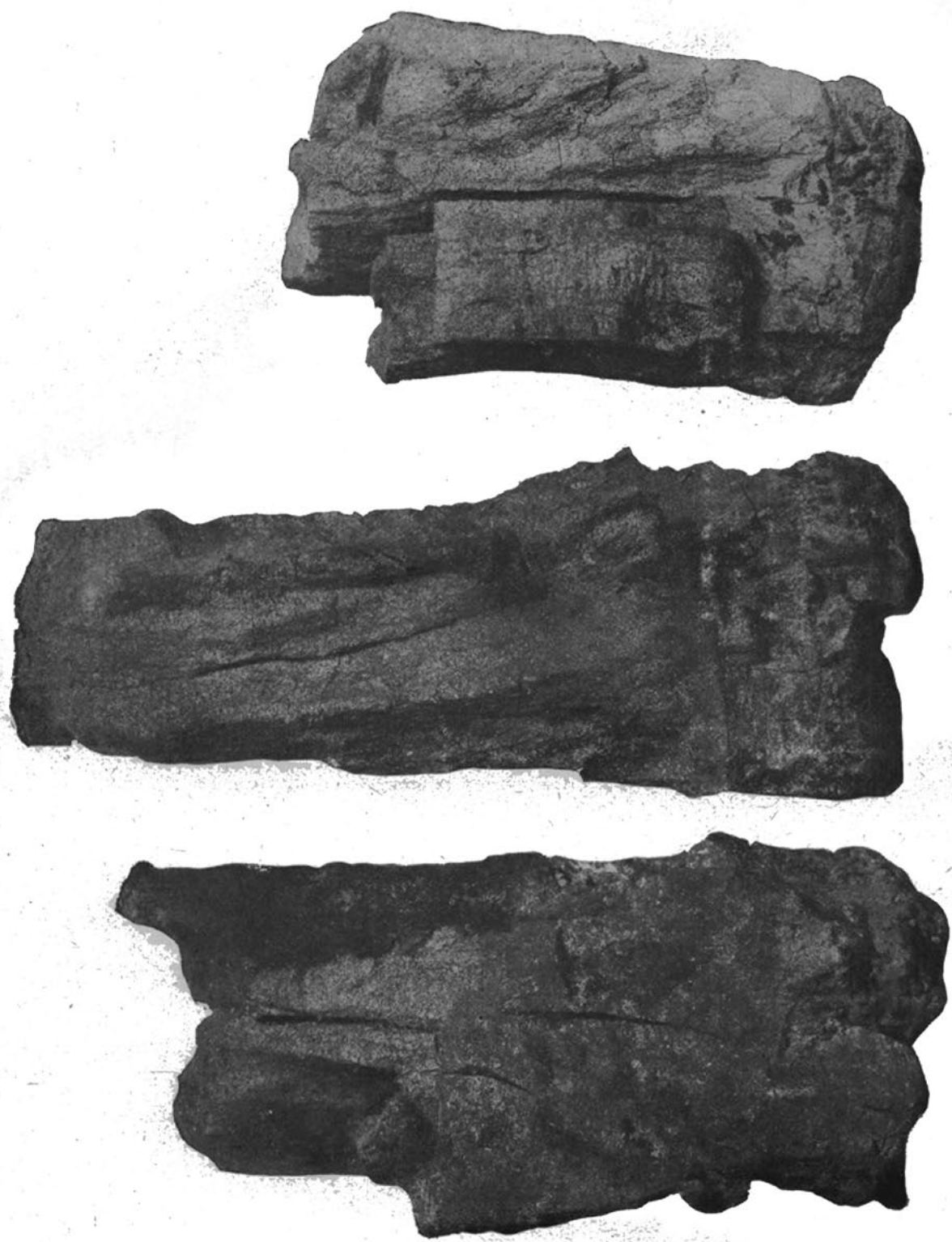
Hornos de Werne. Muestras de cok. Tamaños superiores a 60 mm.



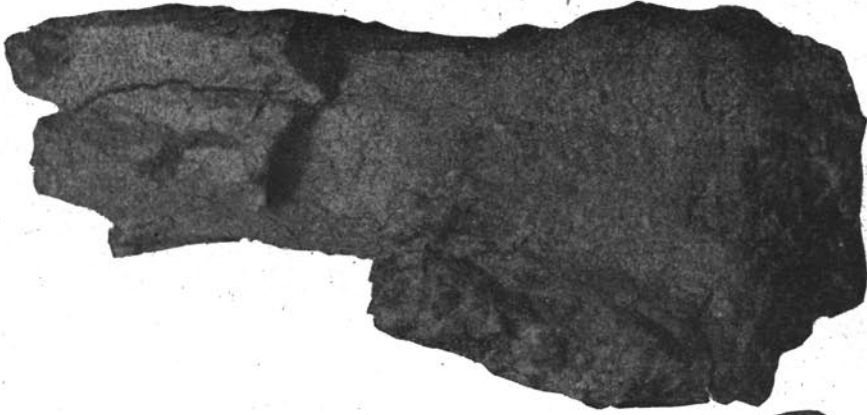
Hornos de Werner. Tamaños superiores a 60 mm.



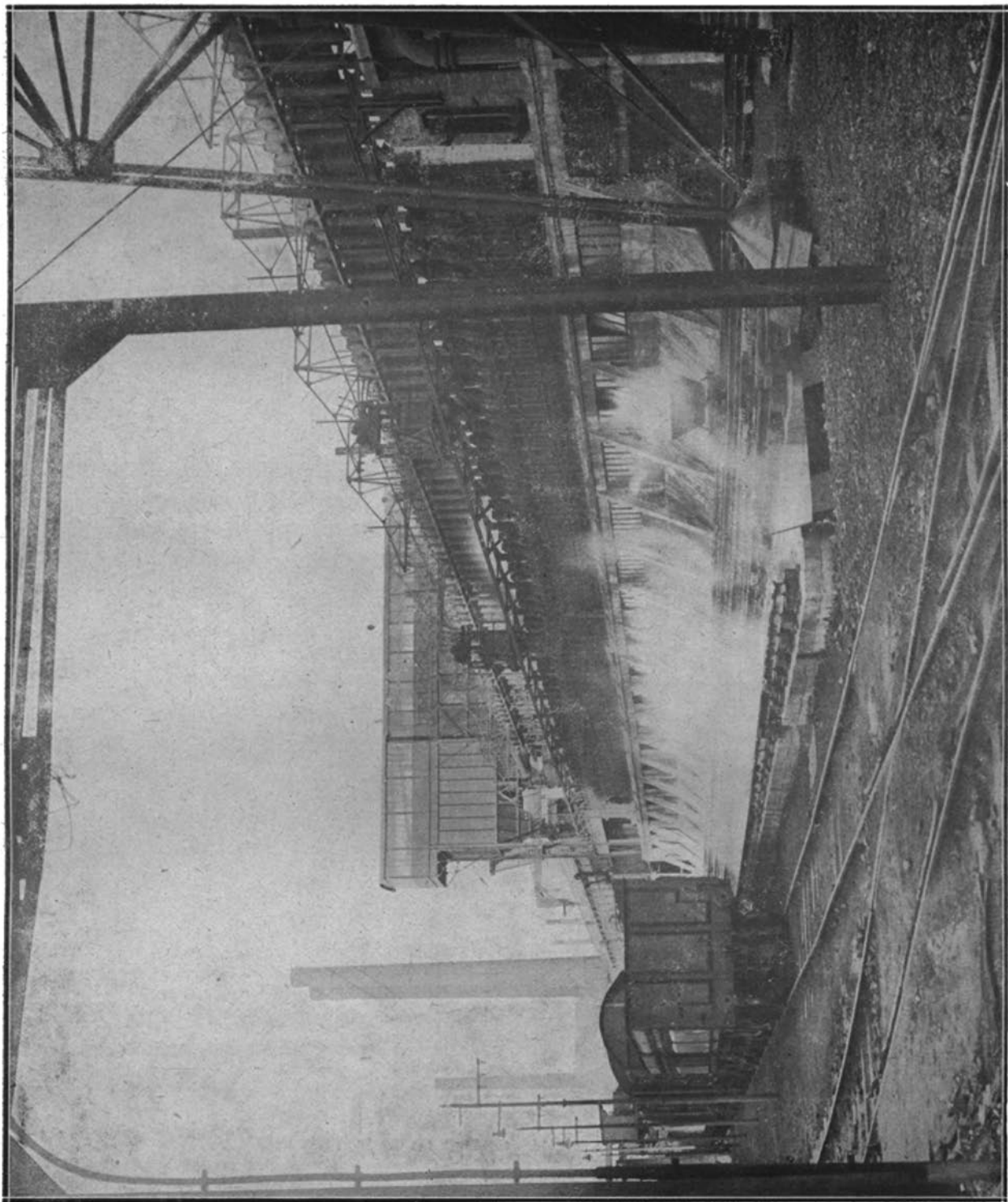
Muestras de cok de la batería de Esin. Tamaños superiores a 60mm.



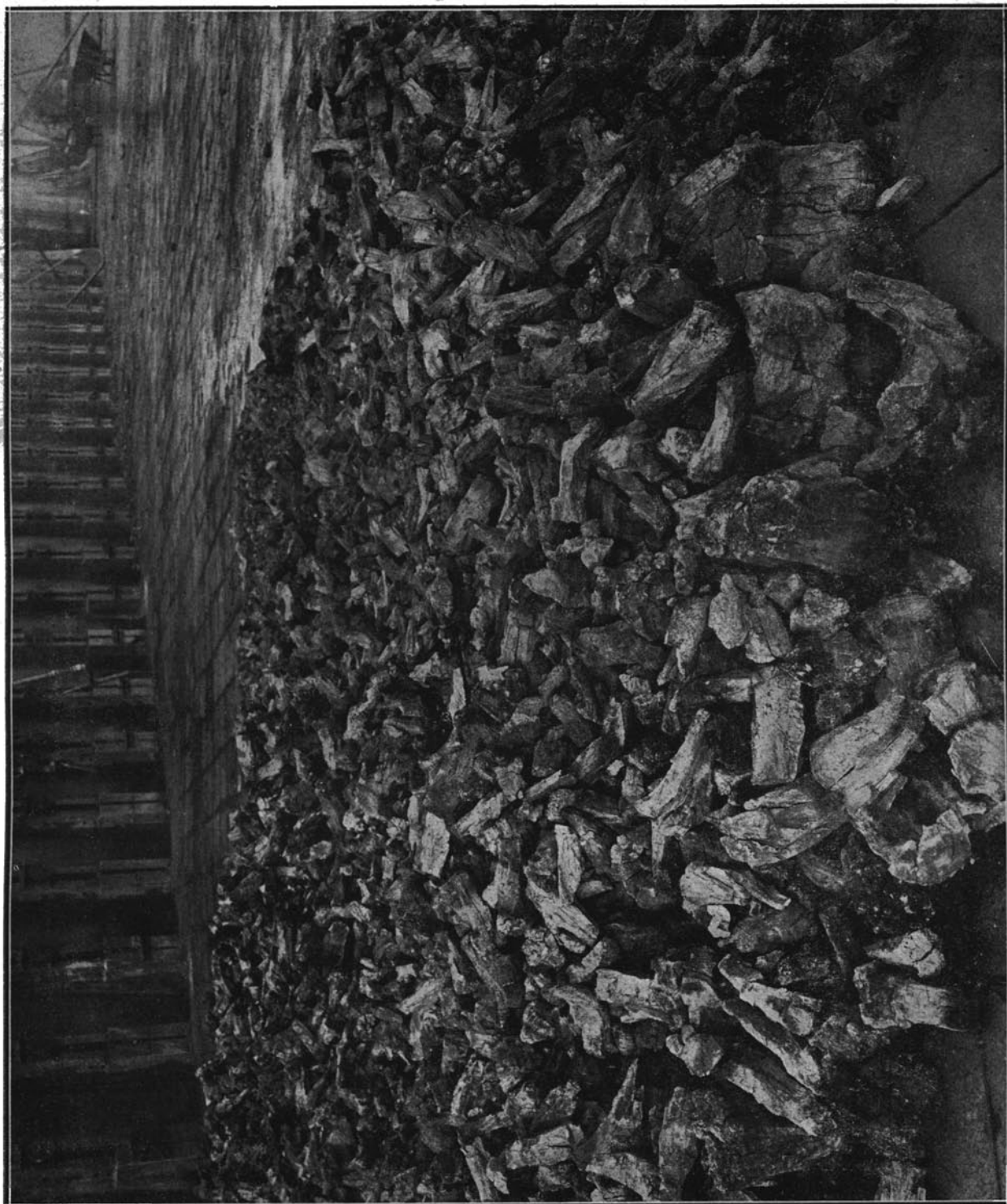
Muestras de cok de los hornos de Esin



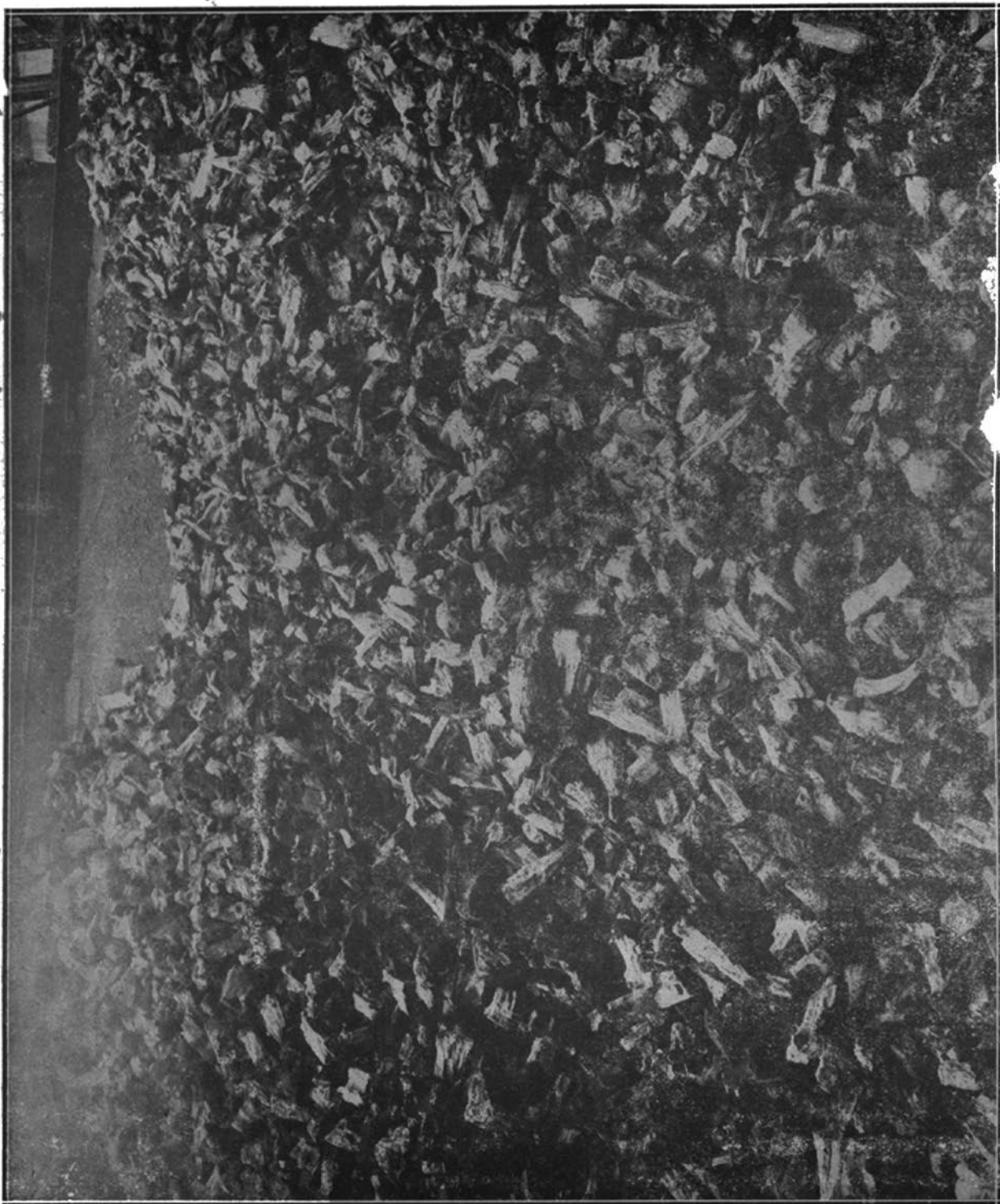
Muestras de cok de la Bateria de Bethune



Vista de la batería de hornos sistema Lecocq de Béthune



Pila de cok obtenido en la batería en Bethune



Pila de cok obtenido en la batería de Bethune





Cok obtenido en la batería de Betturé

F. DIAZ - CANEJA

---

## FORMACION Y EFECTOS DE LOS CIANUROS ALCALINOS EN LOS HORNOS ALTOS

---

Un fenómeno observado ya de muy antiguo en los hornos altos de la Sociedad "Duro-Felguera", o mejor dicho en uno de sus hornos, puesto que en el otro, que trabaja en condiciones muy semejantes al primero, no se ha observado nunca en proporciones notables, me ha movido a hacer el presente estudio con objeto de conocer su naturaleza y origen y la razón de la diferencia indicada, a primera vista inexplicable.

Es el caso, que desde hace muchos años viene apareciendo en el primero de dichos hornos, a intervalos más o menos largos y frecuentes, una sustancia conocida allí con el nombre de cianuro, que sale a veces por una tobera de viento o por la piquera, pero principalmente por la tobera de escoria, la que, a pesar de salir en estado líquido muy fluido, se solidifica muy rápidamente obstruyendo dichos orificios, lo que dificulta de una manera muy notable la extracción de la escoria y hasta el hierro en las sangrías, llegando a veces a hacer imposible la salida de la escoria por la tobera destinada a ese objeto.

En cambio en el otro horno alto, y esto es lo más extraño y que más ha despertado nuestra curiosidad, no se ha tropezado nunca con estas dificultades, pues si bien ha aparecido el cianuro en alguna ocasión, ha sido muy rara vez y siempre en cantidades despreciables, a pesar de tener ambos hornos perfiles bastante semejantes y trabajar ambos con las mismas primeras materias y en las mismas condiciones y de haber ido variando éstas suce-

sivamente en uno y otro horno en el transcurso de los años en virtud de las distintas modificaciones que se han ido introduciendo.

Hecho el análisis de la sustancia en cuestión, se ha visto que en efecto, eran, como su nombre indicaba, cianuros alcalinos, principalmente potásico, aparte de otros compuestos más complejos mezclados con éstos en pequeña proporción, lo cual no es de extrañar ya que los tratados de Siderurgia señalan su formación en los altos hornos, aunque sin darles mayor importancia por ser todavía muy poco conocida su influencia en el trabajo de los hornos y calidad del lingote obtenido, habiendo gran discrepancia entre los distintos autores que han estudiado este asunto.

La existencia de estos cianuros en los hornos altos es conocida desde hace ya más de cien años, pues a veces salen al exterior como ocurre en el horno citado y porque teniendo en cuenta las condiciones de formación de los mismos, se ha pensado en su posible producción, pues todas se encuentran presentes en el crisol de todo horno alto y son conocidas desde muy antiguo.

En efecto, ya en 1826 Desfosses había indicado que se formaba cianógeno haciendo pasar nitrógeno sobre carbono al rojo, y posteriormente W. Hempel ha demostrado, por medio de un tubo de porcelana rodeado por un fuerte cilindro de acero herméticamente cerrado y calentado interiormente por una corriente eléctrica, que se formaban cianuros haciendo pasar una corriente de nitrógeno sobre carbono al rojo en presencia de bases fuertes y que estos cianuros se forman más fácilmente con bases alcalinas que con las alcalino-térreas y más rápidamente cuanto mayor es la presión de gas. Pero todavía se observó, después, que la fabricación de cianuros en estas condiciones daba un rendimiento muy bajo y que para aumentarlo era preciso emplear catalizadores, entre los cuales los más favorables eran algunos compuestos de hierros, entre los que está el mineral ordinario u óxido de hierro.

Con lo dicho se comprende que la parte baja de los hornos altos está en condiciones inmejorables para que en ellos se formen cianuros en abundancia y como además entre las bases en presencia se encuentran los óxidos alcalinos, no es de extrañar la formación de estos cianuros.

#### ORIGEN DE LOS METALES ALCALINOS

Puede parecer extraña, a primera vista, la presencia de bases alcalinas en el horno alto, pero no es así, puesto que, como se

sabe, éstas forman parte en compuestos complejos de diversos elementos de las rocas, como la ortosa, leucito, mica, albita, oligoclasa, cristianita, etc., y en los cuales entra el  $K_2O$  hasta en una proporción de 15 a 22 por 100 (leucito), y el  $Na_2O$  hasta en un 12 por 100 (albita), por lo cual es natural que lo mismo los minerales en sus impurezas que el cok en sus cenizas, lleven alguna proporción, aunque sea pequeña, de dichos elementos.

En cuanto a los minerales, es muy variable la proporción de óxidos alcalinos contenidos, pudiendo indicar que en siete análisis conocidos varía el de sodio entre 0 y 0,7 por 100, y el de potasio entre 0,1 y 0,8 por 100.

Por lo que al cok se refiere, la proporción de éstos es todavía más variable, pues mientras hay carbones cuyas cenizas no tienen más de 0,1 por 100 de  $K_2O$ , hay otros, como algunos belgas, cuyas cenizas llegan a tener 3,80 por 100 y más. Por término medio suelen tener de 1 a 2 por 100, que representa de 0,15 a 0,25 por 100 del cok.

Según Kinney los óxidos alcalinos constituyen del 0,2 al 0,5 por 100 de la carga, y en el caso estudiado por él había 0,18 por 100 de  $Na_2O$  y 0,28 por 100 de  $K_2O$ . Parece ser que en Norteamérica el promedio es de 0,2 por 100.

Ahora bien, conviene observar que la forma bajo la cual entran estos óxidos en el horno, es la de silicatos dobles del álcali en cuestión y otra base que generalmente será la alúmina, magnesia, cal, etc., ya que en esta forma se encuentran en las rocas antes indicadas y probablemente en las cenizas del cok.

También podría entrar accidentalmente, cuando se emplea agua salada para la refrigeración del horno, alguna cantidad de álcali bajo la forma de cloruro, pero éste se descompondrá, por las altas temperaturas existentes en el mismo, al contacto con la sílice y los silicatos, transformándose él mismo en silicato.

#### OBSERVACIONES Y EXPERIENCIAS EFECTUADAS

Como ya dijimos anteriormente, la presencia de cianuros alcalinos en los hornos altos es conocida desde hace más de cien años, siendo la primera noticia concreta que hay sobre el particular, una patente inglesa solicitada por John Dawes, con objeto de recoger estos cianuros mediante un tubo que colocaba en un horno hacia el nivel de las toberas.

Posteriormente, en 1837, Clark analizaba y recogía cierto su-

blimado en los etalajes de un horno, obteniendo grandes cantidades de cianuros, y en 1841 Zinken y Bromeis comunicaban que el carbón vegetal que quedaba en el fondo de un horno alto apagado, estaba impregnado de materias salinas formadas por diversas sales potásicas, entre las que se encontraban cianuros, cianatos y carbonatos.

En 1843 Redtenbacher publicó una nota sobre la formación de cianuros en cantidades considerables en el horno Mariazell en Styria, en el cual se depositaba alrededor de un orificio practicado en los etalajes, por el cual se dejaba escapar gas, una materia fundida muy rica en cianuro y carbonato potásico, y del mismo modo otros varios autores confirmaron la presencia de estos cuerpos en el interior de los hornos y en incrustaciones en distintos puntos de su revestimiento.

Pero los primeros que hicieron ensayos cuantitativos sobre este asunto fueron Bunsen y Playfair, que en 1845 trataron de medir la proporción de cianuros existentes en los gases de los etalajes de un horno en Alfreton (Inglaterra), haciendo un agujero a unos 80 cms. por encima de las toberas y obteniendo hasta 8 ó 10 gramos de cianuro por metro cúbico de gas.

Más tarde Lowthian Bell intentó determinar la zona en que se forman los cianuros haciendo una serie de agujeros a través de los muros del horno a diferentes alturas y estudiando los gases obtenidos en cada uno de ellos; hizo estos ensayos en distintas ocasiones y por lo menos en dos hornos distintos, uno de Wear y otro en Clarence (Inglaterra).

Lo resultados obtenidos fueron muy variados y no los consignamos aquí por no alargar demasiado este estudio, limitándonos a dar los máximos, medios y mínimos, prescindiendo de algunos que fácilmente se aprecia que son anormales, indicando al mismo tiempo las leyes que parecen seguir en sus variaciones.

Como es natural, la cantidad de cianuro encontrado está en íntima relación con la de álcalis existentes en los gases y la proporción de éstos hallada bajo aquella forma parece aumentar al disminuir el total.

Esta proporción, o sea la relación de los cianuros alcalinos a los álcalis totales, reducidos todos a cianuro potásico, parecen aumentar desde las toberas al vientre desde el 70 al 85 por 100 para luego decrecer hasta un 30 por 100 en la parte alta de la cuba.

Lo mismo la proporción total de álcalis existentes en los gases, que la de cianuros alcalinos, parece máxima entre las tobe-

ras y el vientre, disminuyendo luego primero y más deprisa los cianuros.

La proporción de éstos hallada en los distintos ensayos fué, en gramos por metro cúbico de gas:

|               | <u>Minima</u> | <u>Media</u> | <u>Máxima</u> |
|---------------|---------------|--------------|---------------|
| Crisol.....   | 10,35 grs.    | —            | —             |
| Étalajes..... | —             | 40 grs.      | 62 grs.       |
| Vientre ..... | 7,3 »         | 52 »         | 66 »          |
| Cuba.....     | 1,6 »         | 25 »         | 32 »          |
| Tragante..... | 0,0 »         | 10 »         | 16 »          |

Después de estas observaciones de Bells se hicieron otros varios estudios solicitándose muchas patentes distintas destinadas a la obtención en los hornos altos de cianuros y otros compuestos nitrogenados, al mismo tiempo que se observaba que en el polvo del gas del tragante existían carbonatos, cianatos y otros compuestos oxigenados de los metales alcalinos en proporciones más o menos grandes.

Sin embargo, todos estos experimentos y observaciones son poco concluyentes y adolecieron de falta de medios apropiados para la toma de muestras de gas en buenas condiciones para que los resultados de sus análisis ofreciesen las garantías necesarias para un estudio serio sobre la influencia de los metales alcalinos y sus compuestos en la fabricación del hierro y la importancia de sus concentraciones, con miras a extraerlos del horno alto como subproductos de aquélla.

Por esta razón se ha tratado de hacer un estudio detenido y general de todas las reacciones que tienen lugar en un horno alto, mediante pruebas y ensayos hechos durante varios años por el "Bureau of Mines" y tomando datos del trabajo de numerosos hornos industriales, así como del de un horno alto experimental de Pittsburgh.

El estudio más completo y que vamos a detallar un poco, es el hecho por Kinney y Guernsey en 1924 en un horno alto de unas 290 toneladas de producción de la Central Iron and Coal C., tomando numerosas muestras de gas y carga por medio de orificios abiertos a distintas alturas y con disposiciones apropiadas para que estas muestras fuesen el fiel reflejo de lo que había en el interior del horno.

Los orificios de toma de muestras tenían dos pulgadas y media de diámetro y se cerraban exteriormente con una válvula

colocada en la coraza del horno. Los tubos con que se tomaban las muestras, refrigerados por agua, eran como los utilizados por Perrott y Kinney para el estudio general de composición de gases del horno alto de 2 pulgadas de diámetro exterior y 3/8 interior, con un largo variable, pero en general de 5 metros.

Para la toma de muestras de gas se introduce uno de estos tubos por el orificio correspondiente, hasta la profundidad a que se desee tomar el gas y soplando al mismo tiempo por su interior aire comprimido con objeto de que no se obstruya con escoria, cok o polvo; cuando se ha llegado al punto deseado se desconecta el aire comprimido y entonces, por la misma presión del horno, saldrá por él el gas a analizar, cuya velocidad se regula por una válvula colocada en el tubo. En esta forma se pueden tomar muestras hasta que se obstruya o hasta que empiece a acuñarse o doblarse por el descenso de la carga del horno.

Los resultados obtenidos con esta forma de tomar las muestras pueden venir afectados de errores procedentes de distintas causas, que son: la incompleta filtración de los compuestos alcalinos condensables, por hallarse éstos en forma de polvos tan finos que pasen a través del filtro; el depósito de parte de estos productos en el tubo de toma de muestras antes del filtro; la conversión de cianuros en carbonatos durante el recorrido del tubo antes del filtro y la proyección en éste de partículas sólidas o líquidas conteniendo cianuros. Los autores consideran que la conversión de cianuro en carbonato es despreciable, fundándose en que en algunos de los análisis hechos casi el 100 por 100 del álcali estaba bajo la forma de cianuro y como de los otros motivos de error los primeros tienden a disminuir los resultados obtenidos como concentraciones de éste y el último a aumentarlos, creen que dichos resultados pueden ser considerados como aciertos.

Los ensayos se hicieron tomando repetidas muestras de gas en la tobera de escoria, en el plano de las toberas, a 0,70 cms. sobre éstas, a 5,90 mts. sobre las mismas o sea en el principio de la cuba y en el final, o sea en el tragante y en cada uno de estos puntos se tomaron a diferentes distancias de los muros, cosa muy importante, pues como se ha podido comprobar, en la parte baja del horno las concentraciones de álcalis y cianuros en el centro son muy distintas de las de la periferia.

Los resultados obtenidos en la tobera de escoria fueron muy variados, oscilando desde 10 hasta 558 grs. de cianuro por metro cúbico de gas, siendo igualmente muy variable la proporción del álcali total, pues varía entre 12 y 883 grs. por metro cúbico.

En los otros niveles los resultados ya fueron más regulares, habiendo trazado los autores unas curvas representativas de su concentración respecto a su distancia a los muros, que no copiamos aquí por no creerlo necesario, pero cuya forma general indicaremos a continuación:

Resultados en las toberas: En el morro de éstas, como es natural, la concentración de los productos en cuestión es próximamente cero, debido a que el aire soplado a gran velocidad no ha tenido tiempo a mezclarse con el gas del horno; a los 75 cms. hacia el centro, punto en el que ha desaparecido todo el oxígeno libre, la proporción de álcalis es de 4,2 grs.  $\times$  metro cúbico solamente, del cual sólo un 8 por 100 está bajo la forma de cianuro; al metro de las toberas ha desaparecido todo el  $\text{CO}_2$  formado en un principio y la proporción de álcalis ha subido a 4,5 grs.  $\times$  metro cúbico y la de cianuros al 20 por 100 de éstos; desde este punto la concentración de los álcalis aumenta rápidamente hasta 6 gramos  $\times$  metro cúbico en el centro de cuya región es casi uniforme, haciendo lo mismo los cianuros, aunque con un poco de retraso, llegando en el centro a unos 4 gramos  $\times$  metro cúbico.

Resultados a 70 centímetros sobre las toberas: En este plano las concentraciones siguen leyes parecidas, aumentando desde los muros en que son casi cero, hasta el centro en que son de 2,5 gramos  $\times$  metro cúbico próximamente, subiendo la de cianuro más deprisa que antes al principio y más despacio hacia el centro. La proporción de álcalis al estado de cianuro aumenta igualmente con relación al total de aquéllos desde el 18 al 80 por 100.

Resultados en la base de la cuba: En esta zona el contenido en cianuros de los gases es más regular, pues teniendo unos 4 gramos  $\times$  por metro cúbico junto al muro, baja hasta un mínimo de 2,5 gramos a los 50 centímetros, para volver a subir más lentamente hasta los 4 gramos  $\times$  metro cúbico en el centro; sin embargo en la periferia ha habido algún análisis que acusó hasta 17 gramos. Aquí las proporciones de álcalis en estado de cianuro son más uniformes, pues aunque hay análisis que han dado proporciones menores, en general parecen oscilar entre 70 y 90 por 100.

## COMPARACION DE SUS RESULTADOS Y CONSECUENCIAS

De todo lo dicho podemos deducir que las mayores concentraciones de álcalis, con mucha diferencia, están por debajo de las toberas de viento y que sus valores más altos corresponden a los



casos en que la tobera de viento inmediata a la de escoria estaba tapada, lo que se debe atribuir a que es mayor el espacio libre del soplado.

Al nivel de las toberas y un poco por encima de ellas, la proporción de álcalis es muy pequeña junto a las paredes y aumenta hacia el centro, lo que parece indicar que estos compuestos son arrastrados o barridos hacia el centro por la corriente de aire soplado por aquellos, mezclándose dicho aire con los gases existentes dentro del horno cargados de compuestos alcalinos, cuya mezcla se va haciendo cada vez más homogénea a medida que asciende hacia el vientre, en donde las diferencias son ya pequeñas, predominando algo más los álcalis en aquellas zonas en que la corriente gaseosa debe de ser más intensa. Por término medio hay de 3 a 5 gramos  $\times$  metro cúbico.

La proporción de álcalis al estado de cianuro varía poco en el centro, pero aumenta en la periferia desde el 8 por 100 en las toberas al 90 por 100 en el vientre, o sea que la transformación de otros compuestos en cianuros aumenta desde las toberas al vientre.

Como se ve, en una misma región, o sea en la zona inmediatamente superior a las toberas, Kinney encontró unos 2,5 gramos de cianuro potásico por metro cúbico; Bunsen halló de 8 a 10 gramos, y Bell de 10 a 75 gramos, diferencias que no son fácilmente explicables, pero que pueden haber sido debidas a las distintas composiciones de las cargas de cada horno, a su régimen de marcha o a los medios y forma de tomar las muestras, aunque también es probable que sean debidas a que el punto de toma de muestra estuviese sobre una tobera o en el intermedio más o menos grande de dos consecutivas.

En cambio, en cuanto a la distribución en el interior del horno coinciden las observaciones de Bell y Kinney, pues ambos indican la concentración de cianuros dependiente de la de álcalis y mientras Kinney señala un aumento de la proporción de éstos en estado de cianuros desde las toberas al vientre, Bell señala el máximo entre estas dos zonas, más bien hacia la última, a partir de la cual decrecen hasta el tragante.

Por último conviene señalar el dato de que la concentración de compuestos alcalinos es mucho mayor en la zona de los etalajes que en la cuba y que en ésta va decreciendo a medida que ascienden los gases, por lo cual las cantidades que éstos arrastran a su salida es mucho menor que la que tienen en el interior del horno. La proporción de los eliminados del horno en esta forma y

depositados luego con el polvo, suele ser de un 40 a un 50 por 100 de los introducidos con la carga, eliminándose probablemente todos los otros por las escorias, aunque esta repartición depende de la composición de éstas, pues cuanto más cal tengan, mayor será la descomposición de los silicatos alcalinos y mayor la destilación de sus óxidos.

En cuanto a la proporción de álcalis que se hallan bajo la forma de cianuros, varía poco en la región central, pero va aumentando en la periferia desde el crisol hasta el vientre, lo cual demuestra que en los etalajes también hay formación de cianuros.

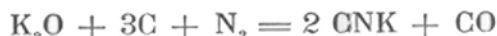
#### OBSERVACIONES BASADAS EN LA COMPOSICION DE LOS GASES

Por último, otro medio ha sido ideado para deducir indirectamente las zonas de formación y descomposición de los cianuros, el cual consiste en analizar los gases de distintas zonas del horno y relacionar las proporciones de nitrógeno y oxígeno (libre o combinado) de los mismos, considerando las reacciones o fenómenos que tienden a aumentar o disminuir dicha relación.

En efecto, la relación del  $N_2$  al  $O_2$  en el aire soplado es próximamente de 3,80, la cual debe de conservarse invariable al producirse la combustión del carbono del cok con el oxígeno de dicho aire, pues lo mismo que se forme  $CO$  que  $CO_2$  todo el oxígeno soplado sigue en estado gaseoso, lo mismo que el nitrógeno y por lo tanto su relación no variará; pero hay otros cambios químicos o reacciones que aumentan o disminuyen las concentraciones de dichos gases por producir o destruir compuestos no gaseosos.

Estas reacciones son: la reducción del mineral que tiene por efecto el aumento del oxígeno de los gases en los etalajes y cuba; la reducción de los óxidos metálicos en el crisol por el carbono, con el mismo resultado en esta parte del horno; la descomposición de la humedad del aire, con el mismo efecto en la zona de las toberas; la oxidación de los metales ya reducidos con el efecto contrario y por último la formación y descomposición de los cianuros.

La formación de los cianuros parece debe de tener lugar según la siguiente ecuación:



en la cual el oxígeno que antes estaba combinado con el K pasa

al estado gaseoso al combinarse con el C y desaparece el nitrógeno que pasa a formar cianuro.

La descomposición o transformación en carbonato se realiza según la ecuación:



en la que como se ve disminuye el oxígeno y aumenta el nitrógeno. Si el  $\text{O}_2$  combinado es del aire, la reacción aumentará rápidamente y si es de un óxido que se reduce aumentará más lentamente.

Luego, todas las reacciones indicadas tienden a disminuir la relación  $\text{N}_2 : \text{O}_2$  salvo la combustión del cianuro y su conversión en carbonato y la oxidación de los metales, que tienden a aumentarla.

Esto sentado, indicaremos brevemente los resultados obtenidos en los ensayos hechos sobre este punto, los cuales señalan un aumento en la relación dicha desde 3,80 hasta 4 y 4,40 delante de las toberas y en las zonas inmediatamente superiores a ellas, lo que nos enseña que en ellas hay combustión de cianuros y oxidación de metales y un descenso rápido de dicha relación en el plano de las toberas desde éstas hacia el centro y principalmente a 1,25 metros de su extremo, lo que indica que en la región central hay probablemente gran formación de cianuros o mezcla de los gases de combustión con los procedentes de la reducción de los óxidos metálicos del baño fundido en el crisol, o ambos fenómenos a la vez.

En sentido vertical la relación estudiada aumenta en el centro desde 4 aproximadamente a que se ha reducido en el plano de las toberas, hasta 3,50 en el vientre, lo que es indicio de que hay transformación de cianuros en carbonatos, ya que oxidación de metales no puede haber y en cambio en la periferia disminuye desde los máximos obtenidos sobre las toberas hasta el mismo valor de 3,50 que es uniforme en el vientre, lo que puede indicar una nueva formación de cianuros o más probablemente la reducción natural del mineral.

#### CICLO DE REACCIONES DE LOS ALCALIS

De todo lo que llevamos dicho sobre las condiciones de formación de los cianuros y de las observaciones y ensayos enume-

rados, se puede deducir con bastantes probabilidades de acierto, la serie de transformaciones sufridas por los metales alcalinos en los hornos altos.

Sabemos que los silicatos de que éstos forman parte, según hemos visto, se funden fácilmente en el horno alto, pero no se volatilizan, por lo que una vez fundidos gotearán a través de los materiales existentes en la parte baja del horno, combinándose con otros elementos más difíciles de fundir por sí solos y reuniéndose en el crisol con el baño de escorias, en el cual la cal desplazará en gran parte a los óxidos alcalinos.

El protóxido así libertado se volatiliza, desprendiéndose de dicho baño juntamente con el óxido de carbono formado en la desoxidación del hierro por el carbono disuelto y, según unos autores, al ponerse en contacto con el cok incandescente del crisol se reduce y forma carburo alcalino que, absorbiendo el nitrógeno del aire, se transforma en cianuro, mientras que otros creen que éste se produce al encontrarse el protóxido con el cianógeno anteriormente formado por la combinación del carbono con el nitrógeno del aire.

Ocurra de una u otra manera, lo cierto es que en el crisol, ya por debajo de las toberas, hay formación de cianuros, los cuales son volátiles, sin descomponerse, a los 1.300 ó 1.400°, por lo que éstos continuarán ascendiendo en el horno lo mismo que los demás gases, y así cruzarán la zona de las toberas en la cual, aparte del gas que no se encuentre directamente con las corrientes de aire soplado pasará, sin transformación notable, continuando la formación de cianuros mientras las condiciones les sean favorables, aunque disminuyendo a medida que suben en el horno, mientras que los cianuros que se encuentran con la zona de soplado, la que es oxidante por contener oxígeno y anhídrido carbónico, se oxidan y transforman en carbonato, dejando al nitrógeno de nuevo libre, lo mismo que pasa cuando dichos cianuros se encuentran con óxidos metálicos a los que reducen apoderándose de su oxígeno. Los carbonatos así formados siguen la corriente gaseosa hasta que se condensan o hasta que al contacto con los óxidos de manganeso, la alúmina y principalmente la sílice, se descomponen desprendiendo  $\text{CO}_2$  y formando nuevos compuestos fáciles de fundir, pero difíciles de volatilizar, por lo que encontrándose de nuevo los álcalis en estado líquido, vuelven a descender con la carga, como antes, al baño fundido del crisol, para ser de nuevo volatilizados y volver a pasar por las distintas fases indicadas.

Podemos también señalar que la concentración de álcalis en los gases en unas condiciones determinadas, es máxima en el crisol en donde se encuentran todos los álcalis volatilizados en una pequeña cantidad de gas formado, en su mayor parte, en el mismo crisol y que aquella concentración disminuye rápidamente en la zona de las toberas por diluirse la concentración anterior en un gran volumen de gases formados por la combustión del cok con el aire soplado, concentración que todavía tiende a disminuir más en los etalajes por el aumento de gases debido a la reducción del mineral y sobre todo en el vientre y cuba por la condensación de sus compuestos sobre la carga que los arrastra de nuevo a las regiones bajas del horno. No obstante esto, todavía hay una pequeña proporción que llega al tragante condensada, pero en forma de polvo y que por lo tanto es arrastrada por los gases fuera del horno.

En cuanto a la formación de cianuros, tiene lugar principalmente en el crisol, desapareciendo luego gran proporción de ellos por oxidación en la zona de las toberas, para volver a formarse más lentamente hasta los etalajes, aunque en esta parte hay también descomposición por la reducción de los óxidos metálicos, descomposición que continúa luego durante la ascensión en la cuba hacia el tragante al que llegan cantidades muy pequeñas en forma de polvo.

Se ha dicho por algunos autores que los cianuros al oxidarse se convierten en cianatos y así parece que debe de ocurrir con los formados en la zona oxidante de las toberas y por su contacto con los óxidos metálicos, pero como los cianatos se reducen a cianuros por el hierro metálico, Macconnachie es de opinión y así debe de ser, de que los cianuros al reducir los óxidos de hierro se descomponen como antes se ha dicho.

Sin embargo, Sir Roberts-Austen supone que al reducirse el óxido de hierro por los cianuros, éstos se convierten en cianatos que a su vez se transforman luego en carbonatos alcalinos, dejando libre el nitrógeno, pero sea como sea, el resultado final siempre es la formación del carbonato a que nos hemos referido al describir el ciclo general.

La descomposición de cianuros puede dar lugar también a la formación de amoníaco, cuando aquéllos alcanzan regiones en que existe todavía agua de combinación por haber materiales que la desprendan en zonas relativamente bajas del horno y éste es probablemente el origen del amoníaco encontrado en distintos ensayos en los gases de horno alto, ya que se ha comprobado

que esta transformación se realiza fácilmente a una temperatura algo inferior a los 400°C después de pasar aquéllos a cianatos, los que por la humedad se transforman en carbonatos y amoníaco. En confirmación de esto podemos indicar que los cianuros a que hemos hecho referencia al principio de este trabajo desprenden, recién salidos del horno y al humedecerse, un fuerte olor a amoníaco.

### SU CONCENTRACION

Como cada partícula del metal alcalino hace este ciclo una y otra vez, estos metales introducidos en el horno en cantidades pequeñísimas se van acumulando en él a medida que pasa el tiempo hasta contener la parte baja del mismo una fuerte proporción de ellos, aumentando como consecuencia las cantidades retenidas por la escoria y arrastradas por los gases hasta que su suma equivale a las cargadas con las primeras materias.

Según las experiencias que hemos descrito en otro lugar, parece que el grado de concentración de álcalis y cianuros a que se llega en la parte baja del horno, es muy variable según las condiciones de marcha, pero las diferencias encontradas entre los distintos investigadores no son sólo debidas a ésto, sino también al punto en donde se hayan tomado las muestras. En efecto, Kinney encontró como máximo 558 gramos de cianuro por metro cúbico de gas en el crisol del horno, cianuro que se destruye y diluye en gran parte con el aire soplado, mientras que Bell cuenta haber encontrado 111 gramos de cianógeno por metro cúbico, lo que equivale a 277 gramos de cianuro solamente; pero la muestra correspondiente había sido tomada un poco por encima de una tobera y muy cerca de ella, por lo cual el gas extraído debía de estar mezclado en una gran proporción con gases de la combustión y lo mismo ocurre con otros ensayos en que la proporción de cianuros resultó muy inferior a las indicadas.

Según Macconnachie todavía pueden ser considerados como bajos los resultados señalados y calcula que hay una formación de cianuros superior a 100 kilogramos por tonelada de lingote producido y supone que aún puede llegar a ser doble.

Por último, es conveniente recordar que la mayor o menor concentración de cianuros en el crisol no depende solamente de los álcalis contenidos en las primeras materias, sino principalmente de la composición de éstas, o sea de la cantidad de sílice libre

o fácilmente combinable o materia que haga un papel análogo, para que se combine rápidamente con los metales alcalinos y los devuelva en cantidad suficiente al baño fundido, en lugar de dejarlos que sean arrastrados por los gases, e igualmente de la composición de la escoria, ya que cuanto más cal tenga más energética será la descomposición de los silicatos, la que producirá la volatilización de los óxidos alcalinos en el horno en vez de ser expulsados de él con la escoria.

### INFLUENCIA DE LOS CIANUROS EN LA REDUCCION DEL HIERRO

Teniendo en cuenta el gran poder reductor de los cianuros alcalinos, se ha discutido mucho sobre la intervención que éstos puedan tener en la reducción del hierro y su importancia, habiendo gran disparidad de pareceres entre los distintos autores que han estudiado este asunto.

En un principio, cuando se empezaron a observar los fenómenos explicados, se concedió gran importancia a la acción reductora de los cianuros y Sir Roberts-Austen concede en sus escritos gran influencia a dicha acción, suponiendo que a ella se debe principalmente la reducción de los óxidos de hierro que llegan a la parte baja del horno.

Por el contrario, Bell parece inclinado a creer que los cianuros no son esenciales para una buena reducción final del hierro, suponiendo que es preciso mucho tiempo para llegar a obtener las concentraciones suficientes para que su acción sea apreciable y dice que los hornos altos debidamente conducidos producen normalmente el hierro casi desde un principio, aunque otros observadores indican el hecho de que la reducción se efectúa más rápidamente después de algún tiempo de marcha, lo que confirmaría precisamente la creencia contraria.

En los ensayos y análisis hechos por Kinney se ha observado que cerca del 40 por 100 del mineral llega sin reducir al vientre y calcula este investigador que para reducir ese 20 por 100 hacen falta por lo menos 50 gramos de cianuro por metro cúbico de gas, mientras que las cantidades halladas por él fueron mucho menores, por lo que considera que su influencia sobre la reducción no puede ser importante. Por su parte, el doctor Peroy calcula que los cianuros no pueden reducir más de un 3 por 100 del hierro cargado.

Esto no obstante y a pesar de que generalmente se consideran los trabajos de Kinney y Guernsey como una prueba concluyente de la falta de importancia del efecto reductor de los cianuros, Macconnachie en un artículo publicado muy recientemente defiende la idea contraria, fundándose en que si un kilogramo de CNK al oxidarse se apodera de 0,37 kilogramos de oxígeno, reduciendo 1,29 kilogramos de hierro desde el FeO, los 100 kilogramos de CNK que cree se formen como mínimo reducirán una proporción muy importante de éste.

### EFFECTO DE LOS CIANUROS COMO AGENTES INTERMEDIARIOS

Sea cualquiera la importancia del papel reductor de los cianuros, no cabe duda que desempeñan un trabajo importante como agentes intermediarios entre cuerpos que por hallarse en estado sólido, se pondrían muy difícil e imperfectamente en contacto, condición necesaria para que puedan reaccionar entre sí.

Efectivamente, mediante la formación de los cianuros, los que a las temperaturas reinantes en la parte baja del horno se encuentran en estado de vapor, se gasifica, digámoslo así, el C del cok, el cual en esta forma gaseosa se puede poner en íntimo contacto con los óxidos a reducir, a los que reducirá de una manera mucho más enérgica y completa que lo hubiese hecho el C sólido.

Un papel semejante desempeñan los otros compuestos alcalinos, como el carbonato formado después de aquella reducción, pues al encontrarse con los óxidos de manganeso y silicio que como sabemos no se pueden reducir indirectamente, se combinan con ellos dando compuestos mucho más fácilmente fusibles, los cuales golean entre la carga poniéndolos en contacto con el C del del cok. Esto suponiendo que no sea el cianuro el que los reduce directamente.

Una necesidad semejante llenan los álcalis en la formación de las escorias, pues cargándose en los hornos generalmente los minerales y la caliza por separado, no puede haber entre la  $\text{SiO}_2$ , la  $\text{Al}_2\text{O}_3$  y la  $\text{CaO}$  unión suficiente para que reaccionen antes de fundirse y como cada uno de ellos es muy difícil que se funda aisladamente, parece necesario que haya algún elemento intermediario, el cual muy bien pueden ser los compuestos alcalinos, que forme con los dos primeros, compuestos fáciles de fundir, los cuales al estado líquido reaccionan con la cal, con la que formarán las escorias definitivas.



## INFLUENCIA DE LA CALIDAD DEL LINGOTE

Dos influencias se atribuyen, aunque con muy distintas opiniones, a los metales alcalinos y reacciones que originan, sobre la calidad de los hierros o lingotes producidos, y que se refieren al azufre y al nitrógeno contenido por la fundición.

En cuanto al primero, Bell, Wigham y otros experimentadores posteriores, demostraron que la adición de cianuros y carbonatos alcalinos al hierro fundido eliminaba en gran proporción el azufre contenido en él, aunque dificultades prácticas impiden aplicar este procedimiento industrialmente. No obstante esto, señalaron la importancia que en la desulfuración tiene la adición de una sustancia básica que aumente el grado de fluidez de la escoria, que es el objeto con que se añadieron en otros tiempos cloruros y carbonatos alcalinos a la escoria de pudelaje.

Teniendo esto presente se comprenderá la gran influencia que en la desulfuración del lingote puede ejercer la concentración de metales alcalinos en el horno alto, coincidiendo, bajo este punto de vista, un aumento de concentración con una mejora en la calidad del lingote por la consiguiente disminución de su azufre.

El otro efecto de los cianuros es la incorporación de nitrógeno a la fundición, la cual, si bien no se realiza fácilmente, sí puede tener lugar en presencia de escorias básicas y agentes reductores energéticos, según indican Le Chatelier y Braune, los que le atribuyen un efecto perjudicial para la calidad del lingote, aunque no explican en qué consiste esta peor calidad.

Braune hace depender dicha absorción de nitrógeno de la cantidad de cianuros formados, lo que atribuye a su vez al efecto catalítico de los óxidos de hierro basándose en que el lingote de un horno que en marcha lenta tenía solo de 0,003 a 0,005 por 100 de  $N_2$  aumentaba hasta 0,020 por 100 al forzar su marcha, al mismo tiempo que aparecían los cianuros por la tobera de escoria, lo que él interpretaba como indicio de un aumento de éstos, atribuyéndolo a que al hacer más rápida la marcha del horno, llegaban más óxidos de hierro sin reducir al nivel de las toberas, aumentando por consiguiente su efecto catalítico.

Cita datos de algunos hornos al carbón vegetal en los que se observa que al producir lingote gris la concentración de cianuros es menor que cuando aquél es blanco, lo cual se puede explicar como acabamos de decir; pero también puede ser debido a la composición de las escorias, pues en estos hornos, según indica Anglés d'Auriac, se acostumbra a hacer más refractaria la escoria

forzando la proporción de sílice y siendo así, la escoria retendrá en este caso mayor cantidad de álcalis y por lo tanto su concentración en el horno será menor.

En estos hornos parece ser mucho más frecuente la aparición de cianuros por los orificios y grietas del horno, que en los de cok, lo cual puede ser debido acaso, en parte, a su menor revestimiento y acorazado, por ser generalmente de menor tamaño y principalmente a una mucho mayor existencia de metales alcalinos en sus primeras materias.

### EFFECTOS TERMICOS

Las reacciones a que dan lugar los metales alcalinos influyen también en cierto modo en la distribución del calor en los hornos altos.

La sustitución en el baño del crisol de los óxidos alcalinos por la cal es una reacción en la cual, atendiendo a la ley química de la degradación de la energía, es probable se produzca un desprendimiento de calor que contribuirá a calentar el crisol, pero que se compensará, en parte por lo menos, con el calor absorbido por la volatilización de aquellos óxidos.

La transformación de éstos en cianuros es otra reacción que absorbe calor, el cual se calcula en unas 693 calorías por kilogramo de CNK y que tiene como consecuencia el arrastrar una cierta cantidad de carbono sin quemar, por lo cual producirá una pérdida de calor en toda la zona en que hay formación de cianuros.

En la zona oxidante de las toberas hay, como hemos visto, formación de carbonatos alcalinos, la cual, además de desprender calor, tienen la propiedad de mantener, sin descomponerse, el CO<sub>2</sub> formado, por lo menos hasta una zona en que por haber menor temperatura es ya más fácil su conservación. Esta zona es la de la transformación de los carbonatos en silicatos, reacción que debe de absorber calor, el cual será en cierto modo contrarrestado por el calor desprendido en la condensación.

Los efectos de los metales alcalinos sobre las temperaturas de los hornos altos son, pues, muy variados y complejos y su resultado total sólo nos lo podría dar un conocimiento exacto de la proporción e importancia de cada reacción y del calor absorbido o desprendido en cada una de ellas, cosas todavía poco conocidas e imprecisas.

Según Franchot la circulación de los cianuros origina un

umento en el consumo de combustible en el horno alto, pues formándose y volatilizándose en regiones en que es necesaria mucha temperatura y descomponiéndose y condensándose en regiones en donde es menos necesario el calor, su efecto sobre el rendimiento térmico del horno tiene que ser perjudicial. Suponiendo una gran acumulación de cianuros llega a calcular que su formación exige un consumo mínimo de calor equivalente al 37 por 100 del necesario en el crisol. Pero partiendo de las concentraciones obtenidas por Kinney, la importancia del consumo de calor se reduce a un 0,3 por 100 en cuyo caso se le puede considerar como despreciable.

Por el contrario, Macconnachie opina que el calor absorbido en su formación es devuelto en una zona en que aún es útil para el trabajo del horno.

Según hemos indicado antes y puesto que en cada región del horno se producen reacciones de resultados térmicos opuestos, creemos que por el momento no es posible determinar el efecto total, el que parece no debe de ser de gran importancia.

#### INFLUENCIA EN LA DURACION DEL REVESTIMIENTO DEL HORNO

Como es sabido, el material refractario empleado para el revestimiento de los hornos altos debe de contener muy pocos óxidos alcalinos, no conviniendo pase mucho de un 1 por 100 con objeto de que no rebajen su punto de fusión. Teniendo en cuenta esto se verá el peligro que para la duración de ese revestimiento representan las cantidades de álcalis que se acumulan en la parte baja de los hornos, los que se condensan al ascender en la carga que baja a menor temperatura, y que como es natural tienen que condensarse muy principalmente en las paredes del horno que por su refrigeración han de estar más frías aún que aquélla. Estos álcalis y principalmente los cianuros, condensados por esta razón sobre los ladrillos del revestimiento, los impregnan como se puede observar fácilmente en los materiales de derribo de los hornos y como se ha comprobado en diferentes ensayos de los que podemos citar los de Firmsitone y Osann; en el primero, los ladrillos que de nuevos tenían sólo 1,22 por 100 habían aumentado después de usados a 3,10 por 100; en el segundo habían pasado de 3,05 a 6,97 por 100. Este aumento de óxidos alcalinos es mucho más notable en las juntas de los ladrillos por las cuales

se filtren sus compuestos y principalmente el cianuro, llegando en los análisis de Firmstone a encontrarse un 17,83 por 100 de ellos y en muchas ocasiones se ven salir al exterior cuando el acozado del horno lo consiente.

Siendo así, se comprenderá su efecto de reblandecimiento de la parte interna del revestimiento por la disminución que éste sufrirá en su punto de fusión, con lo cual se escorificará más fácilmente, será mucho más desgastado por el roce de la carga y la filtración señalada por las juntas tenderá a separar unos ladrillos de otros, con el consiguiente peligro de que se desprendan de su asiento o por lo menos de que disminuya su unión y resistencia.

Por esta razón se considera perjudicial para la vida del horno una gran concentración de álcalis en el mismo, durando más aquellos en que dicha concentración es menor y siendo conveniente, si posible fuese, disminuirla eliminándolos del horno.

#### EXPLICACION DE SU SALIDA ESPONTANEA

Como en otro lugar hemos dicho, las materias sólidas que se encuentran en estado gaseoso en el crisol y etalajes de los hornos altos por ser volatilizables a las temperaturas allí reinantes, se condensan al encontrarse con los materiales más fríos de la carga, así como el lamer el revestimiento refractario de los hornos y tanto más cuanto más frío esté éste. Una vez condensadas sobre dicho revestimiento, es natural que impregnen sus materiales y tiendan a salir por sus fisuras empujadas por la misma presión interna del horno. Otro tanto debe de ocurrir al romper los agujeros de la escoria y de la sangría cuando en su zona hay condensada cantidad suficiente de dichas materias.

Entre éstas predominan los cianuros y los carbonatos alcalinos, pero como estos últimos se solidifican a unos 900° es natural que hasta el exterior lleguen principalmente los primeros que no se solidifican hasta los 500° ó 600°.

Ahora bien, la cantidad de cianuro condensado sobre las paredes del horno y que por lo tanto puede salir por los orificios señalados, depende de varios factores de los cuales el primero es la cantidad o concentración de metales alcalinos en el horno y su proporción al estado de cianuros, lo que a su vez depende de la proporción de aquéllos contenida por las primeras materias, de la cantidad de sílice y óxidos de manganeso existentes en éstas en condiciones de combinarse con dichos metales para de-

volverlos al baño de la escoria y de la composición de ésta, según sea más o menos básica.

En segundo lugar depende de la temperatura de las paredes o cara interna del revestimiento, la que varía con la intensidad de su refrigeración, con su espesor y con las superficies refrigeradas que pueda presentar en su interior, como son toberas, templillos, etc.

Por último, también influye en la cantidad de cianuros condensados en una determinada zona, la cantidad de aquéllos que pase por la misma arrastrada por los gases, bien porque contengan una gran proporción de cianuros o bien porque, aunque dicha proporción sea pequeña, el volumen de gases sea muy grande.

Teniendo presentes estas indicaciones tendremos perfectamente explicada la diferencia señalada, al principio de este trabajo, entre los dos hornos altos de la Duro-Felguera.

En efecto, por emplearse en ambos hornos los mismos materiales y producir el mismo hierro, las concentraciones totales en ambos serían semejantes, pero no así las demás condiciones, pues en el número 1 el revestimiento del crisol y los etalajes era menor y al mismo tiempo y como consecuencia de ello la tobera de escoria quedaba sólo de 10 a 15 centímetros retirada del paramento interior de dicho revestimiento, mientras que en el número 3 quedaba a 25 ó 30 centímetros e igualmente las toberas de viento sobresalían al interior unos 22 centímetros en el primero, mientras que en el segundo sobresalían solamente 14 centímetros. Como consecuencia de estas diferencias la intensidad de condensación sería mucho mayor en el número 1.

Por otra parte, llegando las corrientes de aire soplado en el número 1 más al centro del horno y estando en éste las toberas más separadas unas de otras, los gases del crisol, que son los más cargados de cianuros, tenderían más a subir en este horno en las proximidades de las paredes por los espacios comprendidos entre tobera y tobera, depositando sobre aquéllas mayor cantidad de cianuros.

Por último, en el horno número 1, debido al procedimiento de carga con carros de mano, se forma en el lado opuesto al montacargas una columna de materiales más gruesos que en el resto, demostrado por el mayor desgaste de la cuba en esa parte, por la que sube una gran cantidad del gas producido.

Debido a estas condiciones se deposita en dicha parte del horno, que es también en la que aparecen más generalmente los cia-

nueros, una mayor proporción de compuestos alcalinos, los que al repetir el ciclo de sus transformaciones, aumentan en ella su concentración y por consiguiente la formación y condensación de los cianuros.

Con esto creemos queda suficientemente aclarado el caso origen de este trabajo y señalado el camino a seguir para evitar las dificultades que presentan.



SEGUNDINO FELGUEROSO

---

## ESTUDIO SOBRE LA ECONOMIA DE COM- BUSTIBLE EN UNA FABRICA SIDERURGICA ESPAÑOLA

Los elementos que influyen de una manera más decisiva en el precio de coste de los productos laminados, fin principal de toda fábrica siderúrgica, son mano de obra, coste de los minerales, del carbón y de la chatarra.

Los minerales no están en la mano de los siderurgistas al hacer variar su precio ni su consumo en límites apreciables, así como tampoco el de la chatarra. Son estos dos elementos productos de un mercado internacional que es el que dicta sus cotizaciones en cada momento. Los siderurgistas lo único que pueden hacer es barajar el consumo de los dos, según aconsejen las circunstancias en cada momento. Claro que esto no lo pueden hacer todas las fábricas, pues aquellas que tengan la producción de acero supeditada a instalaciones Thomas o Bessemer, tendrán el consumo de chatarra limitado, no así las fábricas que poseen hornos Martín, que podrán variar en cada momento el porcentaje de lingote y chatarra en sus lechos de fusión según aconseje el mercado. Este es el caso más frecuente en la siderurgia española, y a una fábrica de estas condiciones nos referiremos.

Otro factor es la mano de obra; éste ocupa los trabajos de millares de técnicos que con sus continuos estudios han llegado a perfeccionamientos mecánicos enormes, en todos los elementos de producción y auxiliares, disminuyendo el número de brazos necesarios para la producción siderúrgica hasta unos límites in-

sospechados en otros tiempos, atenuando el trabajo durísimo del antiguo obrero siderúrgico. Queda, por último el consumo de combustibles como factor esencial en el precio de coste de los productos siderúrgicos.

La importancia del consumo de combustibles puede apreciarse inmediatamente tan sólo con saber que los límites de consumo del mismo por tonelada de laminados varía de unas fábricas a otras desde poco más de una tonelada de carbón o más de tres, considerando siempre fábricas que tienen todos los elementos de producción propios; es decir, que posean cokería, hornos altos, acerería y laminación.

La enorme importancia que en el precio de coste de los laminados tiene el consumo de combustible hizo que en las grandes fábricas alemanas a partir del año 1919 se crease un nuevo cuerpo técnico llamado "Control térmico" encargado de utilizar metódicamente el combustible, puesto que hasta entonces a pesar de la importancia del consumo de combustibles nunca se le había dado la importancia que merecía. La implantación de este nuevo cuerpo técnico tuvo grandes dificultades por lo delicado que siempre resultaban las relaciones de este personal con los jefes de los diversos talleres de producción, pero de día en día fué observándose los provechosos consejos que emanaban del Control térmico y de una forma o de otra según las fábricas fué consolidándose dicho cuerpo técnico que hoy no deja de existir en ninguna fábrica de mediana importancia alemana.

En España hasta muy pocos años ninguna fábrica se decidió a la implantación del Control térmico, y las que en la actualidad lo tienen establecido, están aún en la época de organización con todos los inconvenientes consiguientes a la dificultad de aunar todos los esfuerzos de los jefes de talleres con los encargados del Control.

Por estas razones creemos interesante el hacer unas notas sobre el consumo de combustibles a que debe tender una fábrica siderúrgica española, y al decir esto lo hacemos para no referirnos a una fábrica de gran capacidad de producción, sino a una de un tamaño medio apropiado para la capacidad de consumo de España.

Vamos a fijar primeramente las condiciones de la fábrica a que nos referiremos. Para ello tomamos una fábrica que sea capaz de una producción de laminados terminados de unas 100.000 a 120.000 toneladas al año de marcha normal.

La producción de laminados en una fábrica de esta capacidad



tiene que ser variada dado el poco consumo que de cada clase hay en nuestro país y para poder dar salida a este tonelaje forzosamente ha de tener trenes laminadores distintos, que podemos reducir a cuatro como mínimo; un Bloming desbastador, un tren de perfiles grandes en donde se puedan laminar carriles, vigas y Us, un tren de chapa y otro de comerciales para laminar perfiles pequeños, el tipo de laminaciónn indicado es semejante al de la Siderúrgica del Mediterráneo en cuanto al número de trenes necesario.

Dadas las estadísticas de consumos de cada clase de perfiles que hay en España y suponiendo que esta fábrica siguiera en esa producción el ritmo general del consumo del país, se repartiría la producción en la siguiente forma: 50 por 100 en carriles y perfiles grandes, 30 por 100 en comerciales pequeños y 20 por 100 de chapa. Las producciones anuales serían entonces siguiendo estos porcentajes de:

|                                                     |
|-----------------------------------------------------|
| 50 a 60.000 toneladas de carril y perfiles grandes. |
| 30 a 36.000 — comerciales pequeños.                 |
| 20 a 24.000 — de chapas.                            |

Los desbastadores necesarios para estas producciones que son suministrados por el Blooming, serán:

Para 50 a 60.000 toneladas de perfiles grandes, teniendo en cuenta que no debe de haber calentamiento previo entre el Blooming y el tren de perfiles grandes y por consiguiente no debe de haber más mermas que las de la laminación propiamente, despuntes y barras defectuosas, que se puede evaluar en un 65 por 100 en total, que si bien es una cifra quizá alta para las vigas y las U no lo es para los carriles, se necesitarían:

53 a 63.600 toneladas de desbastados.

Para las 30 a 36.000 toneladas de comerciales, teniendo un calentamiento intermedio y siendo mayores las mermas en comerciales pequeños que en vigas, debemos de considerar una merma de un 40 por 100 total que suponen que se necesitan

33 a 39.600 toneladas de desbastados.

En chapas las mermas son aún mayores debido a los muchos despuntes que al cortarlas se producen y no debemos de considerar que serán menores del 20 por 100, por lo que para las 20 ó 24.000 toneladas de chapas se necesitarían como mínimo

24 a 24.800 toneladas de desbastados.

Es decir, que el Blooming debe de producir para cumplir el programa de laminación de la fábrica

De 110 a 132.000 toneladas de desbastados.

Para ello necesitará, suponiendo una merma en todos los desbastados, de un 5 por 100 entre merma de fuego y de despuntes, 115.500 a 138.800 toneladas de acero en tochos.

El taller de aceros necesario para ello debe de ser un taller capaz de producir como mínimo las cantidades indicadas y dadas las características de los minerales de que en España disponemos, sólo se puede pensar en un taller del tipo Martín Siemens, pues si bien hay algunos minerales que pueden ser aptos para obtener un tipo de arrabio adecuado para el procedimiento Bessemer, éstos son los menos y por otra parte este procedimiento no se presta al consumo de chatarra que en muchas ocasiones es de una gran utilidad económica. El taller de aceros debe de llenar ampliamente las necesidades de la fábrica en su mejor marcha, por lo que debe de ser capaz de una producción de 150.000 toneladas de acero, o sea una producción diaria de unas 400 a 430 toneladas.

Para conseguir esta cifra sin ir a unidades de hornos demasiado grandes que tendrían el inconveniente de poca elasticidad en la producción serían necesarios tres hornos y un mezclador o almacén de fundición líquida, suponiendo que cada uno de los hornos tenga campañas medias de cinco meses de duración y uno de reparación, resulta que cada uno de los hornos trabajará diez meses al año, debiendo de poder introducir cada uno 5.000 toneladas en cada diez meses de marcha, o sea  $\frac{50.000}{300} =$  toneladas día ó 166 toneladas la capacidad de cada horno; para conseguir fácilmente esto debe de ser de 50 toneladas por operación, puesto que con fundición caliente es fácil dar cuatro operaciones cada 24 horas, variando el número de ellas según el porcentaje de chatarra que se emplee, pero de todas formas con tres hornos de 50 toneladas se tendrá fácilmente las 150.000 toneladas año que se necesitan.

El porcentaje de chatarra a emplear variará de un momento a otro en amplios límites según el precio de la misma con relación al precio del arrabio, pero según estadística de importación y ventas de chatarra se ve que el acero fabricado en España en los últimos años ha sido en total con un 50 por 100 de chatarra, supongamos nuestra fábrica como marchando con este porcentaje

ello supondría que se necesitaban diariamente 200 a 250 toneladas de fundición y como esto además de ser un producto intermedio en la fabricación de acero es también producto de mercado y como los hornos altos necesitan paradas más o menos largas para sus reparaciones, por otra parte en algunas ocasiones el taller de aceros le convendrá marchar con mucho lingote en lugar de chatarra, deberá de disponerse de una producción variable de 300 a 400 toneladas de fundición diarias; esto se podrá conseguir o con uno o dos hornos altos; muy complejo sería discutir qué es lo más conveniente, quizá para el buen aprovechamiento de los gases sea mejor la existencia de dos hornos altos, pero como la producción es pequeña, el rendimiento calorífico de cada horno y los gastos de mano de obra y de amortización son muy grandes y dignos de tener en cuenta, aconsejarían siempre la construcción de un horno alto de esta capacidad.

Para la alimentación de un horno de 400 toneladas de producción diaria y suponiéndole un consumo de 1.100 kilogramos de cok por tonelada de lingote se necesitarían 440 toneladas de cok, pero para tener seguridad de servicio y un margen para ventas directas de cok se necesitará una batería de hornos de cok de 500 toneladas de producción diaria de cok.

Los elementos auxiliares de la fábrica, como talleres de ajuste y reparaciones, taller de reparaciones eléctricas, alumbrado, transportes interiores, grúas, motores, etc., supondremos que está todo electrificado por ser ésta la forma más normal y de mejor rendimiento y para la alimentación de todo ello que la fábrica posea una central eléctrica cuyos consumos y producción hemos de estudiar en su tiempo.

Resumiendo, el tipo de fábrica cuyo consumo de combustible vamos a estudiar es el siguiente:

Una cokería de 500 toneladas diarias de producción.

Un horno alto de 400 toneladas de capacidad de producción.

Un taller de aceros Martín Siemens con tres hornos de 50 toneladas de capacidad y un mezclador.

Una laminación con un Blooming, un tren de laminar carriles y perfiles grandes, un tren de chapa y un tren de comerciales.

Todos los talleres auxiliares necesarios, transportes interiores, electrificado y central de producción de energía eléctrica propia.

No será posible en estas notas hacer un balance térmico detallado de cada una de las instalaciones que componen la fábrica, sino que nos limitaremos a dar las cifras finales de aportaciones

de calor necesario para su funcionamiento y producción en cada uno de calorías aprovechables y una vez vistas estas cifras veremos la manera más racional de acoplarlas.

### HORNOS DE COK

Hemos supuesto que la batería de hornos de cok debe de producir al cabo del día 500 toneladas de cok; para ello supondremos una instalación moderna de material silíceo y cámaras de destilación estrechas; con este tipo de baterías se obtiene una destilación rápida con una economía en el consumo de gas de calefacción con el consiguiente aumento de gas disponible para otros usos.

Ultimamente se han montado en España baterías modernísimas de cok; de este tipo hay una en Asturias y otra en Bilbao y hoy podemos disponer de datos de rendimientos prácticos que difieren algo de los indicados por autores extranjeros, pero que están avalados por la realidad.

Los carbones a emplear serán menudos que provienen de las minas de Asturias, pues no debemos de olvidar que se trata de una fábrica española. Estos menudos son algo más altos en materias volátiles que los empleados en el extranjero para el mismo uso.

La composición media de los gases producidos en la batería es:

|                                         |         |                                    |
|-----------------------------------------|---------|------------------------------------|
| CO <sub>2</sub> . . . . .               | 3,00 %  | } Calorías por metro cúbico, 4.383 |
| C <sub>2</sub> H <sub>4</sub> . . . . . | 2,50 %  |                                    |
| O <sub>2</sub> . . . . .                | 1,00 %  |                                    |
| CO . . . . .                            | 6,00 %  |                                    |
| CH <sub>4</sub> . . . . .               | 28,00 % |                                    |
| H <sub>2</sub> . . . . .                | 53,00 % |                                    |
| N <sub>2</sub> . . . . .                | 6,50 %  |                                    |

El número de metros cúbicos empleado en cokizar una tonelada de carbón con el 10 por 100 de humedad, es de 112, o sea 501.000 calorías.

Estas calorías se emplean en elevar la temperatura del carbón a 1.000° en el calentamiento de los gases en la evaporación del agua, el calor de los humos, el calentamiento del alquitrán y las pérdidas por radiación. No entra en los límites de estas notas el calcular la forma en que se distribuye y sólo si el número final de calorías consumidas.

Podemos resumir el balance térmico de una batería de hornos de cok del tamaño de la que nos ocupa en los siguientes números:

|                                                                                                          |             |
|----------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------|
| Calor arrastrado por el cok a 1.000° por ton. de carbón.                                                 | 222.000 C.  |
| — — — los productos de la destilación.                                                                   | 169.000 —   |
| — — — los humos... .. .                                                                                  | 87.000 —    |
| — perdido por radiación... .. .                                                                          | 23.000 —    |
| <hr/>                                                                                                    |             |
| Calor consumido por tonelada de carbón... .. .                                                           | 501.000 C.  |
| Potencia calorífica de los gases producidos siendo éstos 280 metros cúbicos por ton. de carbón seco. ... | 1227.000 C. |
| Calorías disponibles en el gas sobrante... .. .                                                          | 726.000 C.  |

Es decir, que se consume en el calentamiento el 41 por 100 del gas producido.

La batería de hornos de cok ha de producir al día 500 toneladas de cok; para ello es necesario la destilación de 770 toneladas de carbón con el 10 por 100 de humedad y 25 por 100 de materias volátiles, puesto que con esta clase de carbón puede producirse cok con un rendimiento de 65 por 100 del carbón consumido.

Teniendo en cuenta que los rendimientos normales en esta clase de baterías y trabajando con un carbón de 25 por 100 de materias volátiles son:

|                                                |                 |
|------------------------------------------------|-----------------|
| Gas producido por tonelada de carbón seco. ... | 280 mt. cúbicos |
| Alquitrán producido — — — — .                  | 40 kilogramos   |
| Benzol — — — — .                               | 41 kilogramos   |
| Sulfato amónico — — — — .                      | 12 kilogramos   |

El taller de benzol consumirá 6 kilogramos de vapor por kilogramo de benzol, y el de sulfato 5 kilogramos de vapor por kilogramo de sulfato, vapor a 6 atmósferas de presión.

Los productos que con esta destilación se obtienen, son:

- 500 toneladas de cok.
- 27,5 toneladas de alquitrán.
- 7,6 toneladas de benzol.
- 8,4 toneladas de sulfato amónico.
- 203.200 metros cúbicos de gas de 4.400 calorías.

Los consumos para esta destilación serán:

770 toneladas de carbón con el 10 por de agua.

83.312 metros cúbicos de gas.

87.600 kilogramos de vapor para el taller de sulfato y benzol.

Este vapor será tomado de las calderas de recuperación del taller de aceros y los datos de consumo de vapor en dichos talleres están tomados de los consumos habidos en los talleres de La Felguera.

A esto habrá que agregar los consumos de energía eléctrica para las máquinas auxiliares, extractoras, deshornadoras, etcétera, así como la energía necesaria para los transportes interiores de los materiales necesarios; para ello tomaremos los datos prácticos de una fábrica que nos dan:

Máquinas auxiliares, 14 kwh. por tonelada producida, o sea 290 kwh., de los cuales la mitad aproximadamente serán de corriente continua y el resto alterna.

Transportes interiores, 5 kwh. por tonelada producida, o sea 105 kwh. en corriente continua.

Es decir, se necesitan 145 kwh. en corriente alterna y 250 en corriente continua.

Esta energía provendrá de las centrales eléctricas de la fábrica.

Como disponibilidades para otros talleres nos quedan el 59 por 100 de los gases producidos, o sea 119.822 metros cúbicos al día.

Debemos de suponer una pérdida de gas en tuberías, gasómetros y aparatos reguladores de un 7 por 100 (cifra normal) y nos queda disponible 111.434 metros cúbicos al día.

Resumiendo todos los datos de hornos de cok podemos decir que en una batería como la que nos ocupa se necesitan como aportaciones externas:

770 toneladas de carbón.

87.600 kilogramos de vapor.

250 kw. de corriente continua.

145 kw. de corriente alterna, y quedan disponibles

111.434 metros cúbicos de gas de hornos de cok con 4.380 C.

500 toneladas de cok.

27,5 — de alquitrán.

7,6 — de benzol.

8,4 — de sulfato amónico.

## HORNO ALTO

La marcha del horno alto de esta fábrica podemos fijarla como normal en 350 toneladas diarias, pues si bien se necesitan tan sólo 250 toneladas para el taller de aceros es necesario tener en cuenta las ventas que de lingote de hierro puede haber, así como el almacenado necesario para las épocas de reparación del horno alto, por lo que es un margen prudente una producción de 400 toneladas diarias más que las necesarias para el propio consumo.

El consumo de cok que tendrá el horno por tonelada de hierro producido variará naturalmente con la clase de mineral que se emplee, pues vemos que en los hornos actualmente instalados en España los consumos varían desde algo menos de un 100 por 100 a 125 por 100, según se empleen minerales ricos del Riff o minerales de difícil reducción como los asturianos; empleando minerales del tipo corriente actualmente en Vizcaya, se puede fijar un consumo aproximado de 1.100 kilogramos de cok por tonelada de lingote; es decir, que tendremos un consumo de cok de 385 toneladas diarias.

Fijados estos datos esenciales de la marcha del horno alto es necesario hacer un balance térmico, no completo, pues esto no está dentro de los límites de este trabajo, sino resumido y que pueda ser aplicado de una manera general a un horno cualquiera bien instalado; para ello nos vamos a referir a los datos recogidos en el texto titulado "L'Economie thermique dans la siderurgie", de Max Schlipkoter, jefe del control térmico de una fábrica alemana.

En el horno alto en general la única fuente de calor exterior es el cok que se carga por el tragante, pues si bien hay una aportación de calor en el viento caliente insuflado por las toberas, este calor está logrado con los gases que por el tragante se desprenden.

La cantidad de gas producido en el horno alto es variable según cada caso, dependiendo del lecho de fusión y de la calidad el cok la variación oscila entre 430 a 380 metros cúbicos por 100 kilogramos de cok; en las fábricas españolas la media viene a ser aproximadamente de 420 metros cúbicos que es la cifra que tomaremos para nuestro caso, o sea  $3.850 \times 420 = 1.617.000$  metros cúbicos por día.

La composición del gas es aproximadamente la siguiente:

|                           |      |   |                                  |
|---------------------------|------|---|----------------------------------|
| CO <sub>2</sub> . . . . . | 9,4  | } | Calorías por metro cúbico, 1.000 |
| CO . . . . .              | 30,6 |   |                                  |
| H <sub>2</sub> . . . . .  | 2,5  |   |                                  |
| N . . . . .               | 57,5 |   |                                  |

Es decir, que los gases que se producen en el horno alto de 24 horas tendrán:

$$385.000 \times 4,2 \times 1.000 = 1.617 \times 10^6 \text{ Ca2}$$

Las calorías que en forma de cok se introducen en el horno alto son, suponiendo 6.400 c. por kilogramo de cok,

$$385.000 \times 6.400 = 2.464.10^6$$

Como se ve, el horno alto sólo aprovecha directamente el 34 por 100 de las calorías que se cargan por el tragante, el resto sale en forma de gas aprovechable; es una labor de la más alta trascendencia el buen aprovechamiento de dichos gases que deben de servir para el calentamiento del viento a insuflar y la energía necesaria para el soplado.

Resumiendo, podemos decir que el horno alto de su consumo de cok y una vez obtenido el lingote sobran en forma de gas producido  $1.697 \times 10^6$  calorías por día.

¿Cuáles son las necesidades del horno?

1.º *Calentar el aire de soplado en las estufas.*—La cantidad de viento a soplar en el horno en las 24 horas viene determinada por el N. de los gases que no proviene más que del aire soplado. Como suponíamos que los gases tenían 57,5 de N. y que se producían  $385.000 \times 4,2$  metros cúbicos de gas en 24 horas, el nitrógeno contenido en los gases será  $\frac{385.000 \times 4,2 \times 57,5}{100} = 928 \times 10^3$  y el aire será  $1.265,5 \times 10$  metros cúbicos.

La temperatura de soplado supondremos que es de 800°, que es una media bastante normal, de modo que las calorías que arrastra el aire y que debe de tomar en las estufas es  $1.265 \times 10$  metros cúbicos  $\times 800 \times 0,325 = 328,8 \times 10^6$

Ahora bien, para llegar a esta temperatura es necesario quemar una cantidad de gas que variará según el rendimiento de las estufas, estos rendimientos son variables, para nuestro caso y siendo este estudio el de la aspiración máxima de una fábrica siderúrgica, tomaremos para las estufas un rendimiento de un 80 ppor 100, que, según "Anhaltzahlen in Eisenhuettenwerke" puede considerarse como muy bueno sin ser un límite máximo,



pues en horno de gran capacidad se podría aumentar aún más el rendimiento de las estufas. Para estos rendimientos es necesario emplear gas depurado y tiro forzado en las estufas, según el procedimiento P. S. S., consistente en hacer entrar en las estufas el gas y el aire a presión y en los volúmenes más aproximados posible a los necesarios para la combustión perfecta del gas; los emparrillados de las estufas son especiales y requieren que el gas esté perfectamente depurado, por ser la limpieza de los emparrillados imposible.

Suponiendo, pues, que en las estufas tengamos un rendimiento del 80 por 100 el consumo de calorías para obtener las  $328,8 \times 10^6$  calorías que debe de llevar el aire se necesitarán  $470 \times 10^6$  calorías de gas, o sea un volumen de gas de  $410 \times 10^3$  es decir, que de  $1617 \times 10^6$  m<sup>3</sup> de gas, para el calentamiento de las estufas se necesitarán  $410 \times 10^6$  m<sup>3</sup> o sea un 25,4 por 100.

2.º *Energía necesaria para el soplado.*—La forma de aprovechar el gas para la obtención de energía, ya sea para soplado o para obtener energía eléctrica, ha dado siempre origen a grandes discusiones: mientras unos son partidarios de los motores a gas, otros lo son de las turbinas de vapor. Hoy día con las modernas turbinas que trabajan a 30 kilogramos de presión y 400° de temperatura en el vapor, y para grandes potencias, parece que las turbinas de vapor van ganando terreno, pues además de ser máquinas más sencillas y más apropiadas para la obtención de energía eléctrica, permiten el aprovechamiento del gas en instalaciones de vapor independientes que puedan marchar aún en caso de falta de gas.

Los consumos de calorías por kw. hora con máquinas de gas y los consumidos en las modernas turbinas aunque aún siguen siendo favorables para las máquinas alternativas de gas, lo son en una pequeña proporción del 2 al 5 por 100 más; es decir, una diferencia pequeña, y si se tienen en cuenta las ventajas de las turbinas sobre las complicadas máquinas de gas, así como la facilidad de regulación y la regularidad de la producción de aire se comprende fácilmente que este sistema vaya desplazando al de máquinas alternativas de gas.

En nuestro caso no podemos pensar más que en una instalación de turbina de vapor para el soplado, pues además de todas las razones apuntadas queda a considerar que siendo un solo horno alto hay que preveer la falta de gas y obtener la energía

de soplado de otra fuente; si se tienen calderas y turbinas, no hay problema, lo que no ocurriría teniendo máquinas de gas.

La cantidad de viento a soplar es de  $1.265 \times 10$  metros cúbicos en 24 horas, o sea 879 metros cúbicos por minuto; la presión en hornos de esta capacidad es aproximadamente del orden de 0,7 atmósferas.

Suponiendo una pérdida en las tuberías de un 10 por 100 (cifra bastante normal), la máquina soplante debe suministrar 967 metros cúbicos a 0,7 kilogramos de presión por minuto. Una turbina de vapor para este gasto exige una potencia de 1.300 HP., 2.800 revoluciones por minuto.

El consumo de calorías para un kilovatio hora en una turbina de vapor con 300° de calentamiento, calentamiento del agua a 90° y vapor a 13 atmósferas, es

$$\frac{8. (665,1 + 60) - 90}{0,7} = 8.157 \text{ Cal/1 kw.}$$

6.000 Cal/HPh.

6 metros cúbicos/1 HPh.

para 1.300 HP. se necesitan 7.800 metros cúbicos y por día  
187,2 10 metros cúbicos = 11,5 por 100.

Las pérdidas de gas por el tragante, tomados los datos de distintas fábricas, podemos evaluarlos en un 9 por 100 del total del gas producido; podemos, pues, resumir los consumos del gas producido en las siguientes cifras:

|                                           |                                  |
|-------------------------------------------|----------------------------------|
| Gas producido.....                        | 1.617.000 m <sup>3</sup> por día |
| Pérdida en el tragante 10 %.....          | 161.700 " " "                    |
| Consumo para calentar las estufas 25,4 %. | 396.165 " " "                    |
| » " soplado 11,5 %.....                   | 185.955 " " "                    |
| Consumo total del horno.....              | 734.820 m <sup>3</sup>           |
| Queda disponible.....                     | 882.180 m <sup>3</sup>           |

De este gas debemos de suponer una pérdida en tuberías, gascómetros y aparatos de mezcla y regulación un 10 por 100, o sea que nos queda de gas utilizable 794.000 metros cúbicos de gas de 1.000 calorías.

Hemos visto que en las estufas íbamos a emplear el sistema P. S. S. para lo que es necesario una depuración del gas, así como para usarlo en buenas condiciones en otros servicios, esta depuración hemos de llevarla a 0,02 gramos de polvo como máximo por metro cúbico de gas, para lo que será necesario emplear un sistema de depuración, que estimamos como más práctico el de

depuración electrostática; para ello es necesario disponer de una potencia en kw. de unos 50 aproximadamente según las garantías ofrecidas por la casa Lurgi a una instalación ya adquirida por la Duro-Felguera.

Los consumos de energía para los servicios auxiliares, grúas, montacargas, circulación de agua, etc., los podemos evaluar en 10 kwh. por tonelada producida, o sea una potencia de 145 kw. para estos usos es necesaria.

Para los transportes interiores de todos los productos necesarios para la marcha del horno alto se necesitarían 8 kw. por tonelada producida, o sea 117 kw. de potencia para este uso. Esta y la mitad de lo necesario para servicios auxiliares será en corriente continua, el resto y lo preciso para la depuración será en corriente alterna.

Podemos, pues, resumir las aportaciones y consumos de calor y energía en el horno alto de la siguiente forma:

|                                          |                                |
|------------------------------------------|--------------------------------|
| Producción de lingote.....               | 350 toneladas por día          |
| Producción de gas utilizable.....        | 734.000 m <sup>3</sup> de gas. |
| Consumo de cok.....                      | 385 toneladas diarias          |
| Consumo en corriente alterna....         | 132 Kw.                        |
| »                  »          continua.. | 190 »                          |

### TALLER DE ACERO

Hemos fijado para el taller de aceros una producción de 150.000 toneladas.

Esta cifra de producción anual representa un taller con un tonelaje diario de acero útil de *cuatrocientas a cuatrocientas treinta* toneladas.

Con esta capacidad de producción por día del taller, y no deseando instalar hornos de acero de gran capacidad, precisaremos de *tres* hornos, cuya producción por año habrá de ser:

$$150.000 : 3 = 50.000 \text{ toneladas.}$$

Esta capacidad de producción anual corresponde a un horno de tonelaje medio por colada, para el cual podemos suponer campañas de duración media de *cinco meses y un mes* en reparación, con lo cual cada horno trabajará solamente durante *diez meses* al año.

Vista la producción anual que corresponde a cada horno y los

días de trabajo de cada uno de éstos al año, la producción diaria por horno deberá ser:

$$50.000 : 300 = 166 \text{ toneladas.}$$

Esta medida diaria corresponde a:

$$166 : 50 = 3,3$$

coladas diarias.

La marcha del taller será a base de cargas con el 50 por 100 de fundición y 50 por 100 de chatarras. Con este tipo de carga y la producción media diaria exigida (lo que representa según hemos visto 3,3 coladas como mínimo) es preciso disponer de Mezclador, tanto para que sirva de regulador de las composiciones de la fundición como para disponer siempre de fundición caliente, con lo cual no es aventurado asegurar cuatro coladas por día a cada horno.

El combustible a emplear en estos hornos será un gas de unas dos mil calorías por metro cúbico a base de mezcla de los gases sobrantes en los talleres de Altos Hornos y Hornos de Cok. Creemos conveniente no pasar de esta cifra de dos mil calorías, para poder hacer una instalación de hornos completamente normal, sin dispositivo especial de ningún género, que cuente con cámaras de recuperación para el gas y el aire, con lo cual podremos instalar, en plan de reserva, una batería de gasógenos que pueda suministrar el gas necesario en caso de cualquier contra-tiempo en los talleres suministradores de gases citados.

Dispuesta la instalación en la forma indicada, podremos responder en todo momento de la producción diaria exigida al taller, salvo caso de fuerza mayor dentro del mismo.

---

*GAS DE HORNO ALTO.*—La composición media del gas de horno alto disponible es la siguiente:

|                 |   |      |   |
|-----------------|---|------|---|
| CO <sub>2</sub> | = | 9,4  | % |
| CO              | = | 30,6 | % |
| H <sub>2</sub>  | = | 2,5  | % |
| N <sub>2</sub>  | = | 57,5 | % |

Su potencia calorífica es de 1.000 calorías por metro cúbico.

*GAS DE HORNOS DE COK.*—El gas de hornos de cok de que disponemos tiene la siguiente composición media:

|                               |   |        |
|-------------------------------|---|--------|
| CO <sub>2</sub>               | = | 3,0 %  |
| C <sub>2</sub> H <sub>4</sub> | = | 2,5 %  |
| O <sub>2</sub>                | = | 1,0 %  |
| CO                            | = | 6,0 %  |
| CH <sub>4</sub>               | = | 28,0 % |
| H <sub>2</sub>                | = | 23,0 % |
| N <sub>2</sub>                | = | 5,5 %  |

La potencia calorífica de este gas es de 4.476 calorías por metro cúbico.

*MEZCLA DE GASES.*—Mezclados íntimamente estos gases de manera apropiada para que la mezcla resultante acuse las dos mil calorías por metro cúbico que ha de tener el gas a emplear en los hornos, encontramos ser las proporciones convenientes de la mezcla: 7 partes en volumen de gas de hornos altos y 3 partes en volumen de gas de hornos de cok.

Esta mezcla tendrá la composición media siguiente:

|                               |   |         |
|-------------------------------|---|---------|
| CO <sub>2</sub>               | = | 7,68 %  |
| CO                            | = | 23,22 % |
| C <sub>2</sub> H <sub>4</sub> | = | 0,75 %  |
| CH <sub>4</sub>               | = | 8,40 %  |
| O <sub>2</sub>                | = | 0,40 %  |
| H <sub>2</sub>                | = | 17,65 % |
| N <sub>2</sub>                | = | 41,90 % |

Su potencia calorífica es de 2,001 calorías por metro cúbico. El peso de un metro cúbico de este gas es de 1.063 kilogramos. La potencia calorífica por kilogramo es de 1.882 calorías.

*AIRE NECESARIO PARA LA COMBUSTION.*—El oxígeno mínimo precisado para la combustión de los distintos elementos del gas de mezcla es:

$O_{\min} = 1/2 (CO + H_2) + 2 CH_4 + 3 C_2H_4 - O_2 = 0,391$  metros cúbicos por metro cúbico de gas.

Este oxígeno representa una cantidad de aire de  $0,391 : 0,21 = 1,9$  metros cúbicos de aire por metro cúbico de gas.

Suministrando solamente esta cantidad de aire teóricamente precisada para la combustión del gas, correríamos el riesgo de que

La combustión fuera incompleta con la consiguiente pérdida de calorías por los gases que salen del crisol del horno sin quemar y los inevitables deterioros en los regeneradores si el gas termina en ellos su combustión. Por tanto creemos conveniente contar con un exceso de aire de un 10 por 100 para conseguir aquélla y evitar éstos, pudiendo además contar con una atmósfera oxidante tan necesaria en todo el período de afino de la carga.

Con este exceso del 10 por 100, el total de aire necesario por metro cúbico de gas será:

$$1,9 : 1,1 = 2,1 \text{ metros cúbicos de aire por metro cúbico de gas.}$$

De los pesos de un metro cúbico de gas y de aire, y de la cantidad de éste suministrada por metro cúbico de gas, resulta que el peso de los productos de combustión de gas, será:

$$1,063 + 2,715 = 3,778 \text{ kilogramos por metro cúbico de gas quemado.}$$

**CANTIDAD DE GAS PRECISADA POR TONELADA DE ACERO.**—La carga del horno para 50 toneladas y con los porcentajes indicados anteriormente, será la siguiente:

|                                    |   |                         |
|------------------------------------|---|-------------------------|
| Fundición líquida del mezclador... | = | 25 tds.                 |
| Chatarras frías... .. .            | = | 25 tds.                 |
| Ferromanganeso 80 por 100 frío...  | = | 0,5 tds. Adición final  |
| Ferrosilicio 50 por 100... .. .    | = | 0,08 tds. En la cuchara |
| Caliza. ... .. .                   | = | 5 tds.                  |
| Mineral de afino... .. .           | = | 2,5 tds.                |

Disponiendo de mezclador podemos suponer a la fundición la siguiente composición media:

|    |   |        |
|----|---|--------|
| C  | = | 3,00 % |
| Mn | = | 0,60 % |
| P  | = | 0,10 % |
| Si | = | 1,00 % |
| S  | = | 0,04 % |

Con carga de chatarras varias y suponiendo una composición media corriente en cualquier taller en funcionamiento, tendremos la siguiente composición media resultante para el total de la carga:

|    |   |        |
|----|---|--------|
| C  | = | 1,58 % |
| Mn | = | 0,50 % |
| P  | = | 0,08 % |
| Si | = | 0,50 % |
| S  | = | 0,04 % |

Supondremos el caso de fabricación de acero dulce, con lo cual la composición final de éste podrá ser:

|    |   |        |
|----|---|--------|
| C  | = | 0,11 % |
| Si | = | 0,02 % |
| P  | = | 0,04 % |
| Mn | = | 0,40 % |
| S  | = | 0,04 % |

Los análisis de las adiciones finales empleadas son:

| Ferromanganeso 80 % | Ferrosilicio 50 % |
|---------------------|-------------------|
| Si = 0,45 %         | 49,80 %           |
| C = 7,20 %          | 0,35 %            |
| Mn = 80,00 %        | 0,35 %            |
| P = 0,12 %          | 0,04 %            |

El análisis de caliza es:

|                                                                     |         |
|---------------------------------------------------------------------|---------|
| SiO <sub>2</sub> ...                                                | 0,35 %  |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ... | 0,65 %  |
| CaO + MgO + álcalis...                                              | 54,00 % |
| CO <sub>2</sub> + H <sub>2</sub> O...                               | 45,00   |

Con esta carga y adiciones, podemos suponer que tenemos una producción de 50 toneladas de acero en la cuchara, acero que a la temperatura de colada lleva unas 340 calorías por kilogramo, lo que da un calor total de

$$50.000 : 340 = 17.000.000 \text{ de calorías.}$$

Según Richards, este calor total contenido en el acero líquido a la colada, representa una 18,65 por 100 del calor total que se ha suministrado al horno, el que será por tanto:

$$\frac{17.000.000 \cdot 100}{18,65} = 91.152.815 \text{ calorías suministradas al horno.}$$

El calor total suministrado al horno lo es por la combustión del gas, por el introducido con las cargas calientes, por el resultante de las reacciones de oxidación en el horno y por el calor de formación de las escorias. Si calculamos estos tres últimos y lo deducimos del calor total aportado al horno, obtendremos las calorías que deberá suministrar la combustión del gas y con ello el total de metros cúbicos de éste a quemar.

La fundición tendrá una temperatura de unos 1.200° al salir del mezclador, pudiendo por tanto suponer que al llegar al horno llevará unas 300 calorías por kilogramo, o sea un calor total de:

$$25.000 \cdot 300 = 7.500.000 \text{ calorías,}$$

que representan un 7,94 por 100 del calor total aportado al horno.

El calor desprendido por la oxidación de los distintos elementos que componen la carga, deducido de su peso el contenido en el acero final, es de:

$$9.715.290 \text{ calorías,}$$

que supone un 10,65 por 100 del calor total suministrado al horno (Richards da para esta cifra 10,81 por 100, por lo cual vemos estamos bastante aproximados a sus cifras, sobre las cuales no hemos basado al principio para determinar el calor total aportado al horno, por carecer de los datos y ensayos necesarios sobre la marcha de un horno en estas condiciones).

El calor de formación de la escoria (según Richards) es de 0,31 por 100 del calor total.

Sumados estos tres factores de aportación de calor, tenemos que suponer el

$7,94 + 10,65 + 0,31 = 18,9$  por 100 del calor total, quedando a suministrar por la combustión del gas el resto de las calorías, o sea el 81,1 por 100 del calor total suministrado al horno (Richards da para éste el 80,44 por 100).

Este porcentaje nos da el siguiente valor para el total de calorías a suministrar por la combustión del gas:

$$\frac{91.152.815 \cdot 81,1}{100} = 73.924.933 \text{ calorías}$$

Este total de calorías es para las cincuenta toneladas de acero producido, así que para una tonelada tendremos:

$\frac{73.924.933}{50} = 1.478.497$  calorías que se precisan aportar por el gas para la obtención de una tonelada de acero, y el consumo de gas por tonelada de acero será por tanto:

$\frac{1.478.497}{2001} = 739$  metros cúbicos de gas por tonelada de acero producido.

(Es bastante aceptable esta cifra de consumo, puesto que Maerz indica para un horno de 100 toneladas de carga un consumo de 321 metros cúbicos de gas de 4.016 calorías).



Como la producción diaria la habíamos fijado en 430 toneladas diarias, quiere decir que el consumo de gas diario en el taller de hornos de acero será  $739 \times 430 = 317.770$ .

Como las proporciones de gas de horno alto y de cok fijadas son un 70 por 100 de gas de horno alto y un 30 por 100 de gas de hornos de cok, resulta para el taller de aceros un consumo de cada uno de los gases de

|                         |                                |
|-------------------------|--------------------------------|
| Gas de horno alto.....  | 222.440 m <sup>3</sup> por día |
| » de hornos de cok..... | 95.333 » » »                   |

**PESO DE LOS PRODUCTOS DE LA COMBUSTION POR TONELADA DE ACERO.**—A este volumen de gas necesario por tonelada de acero le acompañará una cantidad de aire de

$$739 \cdot 2,10 = 1.552 \text{ metros cúbicos de aire.}$$

El peso de los productos de la combustión por tonelada de acero se compone del peso del gas precisado, del aire que acompaña a dicho gas y del peso del carbono del metal gasificado y de la pérdida al fuego de la castina.

Como vimos anteriormente, el peso de los productos de la combustión—gas y aire—por metro cúbico de gas quemado era 3.778 kilogramos.

Por lo tanto tendremos:

Peso de los productos de la combustión:

|              |               |   |             |   |                     |
|--------------|---------------|---|-------------|---|---------------------|
| Gas.....     | 739           | } | 739 . 4,778 | = | 2.729 kgs.          |
| Aire.....    | 1552          |   |             |   |                     |
| Metal.....   | 771           | : | 50          | = | 15 »                |
| Castina..... | (5000 . 0,45) | : | 50          | = | 45 »                |
| Total.....   |               |   |             | = | 2.852 kgs./T. acero |

**APROVECHAMIENTO DEL CALOR ARRASTRADO POR LOS HUMOS.**—La producción horaria del horno es de  $\frac{166}{24} = 6,91$  Ts.

luego el peso de los productos de la combustión por hora será:  $2.852 \cdot 6,91 = 19.707$  kilogramos.

El peso de un metro cúbico de humos es de 1,34 kilogramos; luego el volumen de humos por hora será:

$$19.707 : 1,34 = 14.707 \text{ metros cúbicos.}$$

Tenemos, pues, los datos siguientes para la determinación del vapor producido en una caldera de recuperación del calor de estos humos (Tomamos el tipo de caldera de recuperación co-

riente en hornos de acero, que trabaja normalmente de 5 a 6 atmósferas de presión):

|                                                                                                                    | <u>Cal</u>     |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------|
| Calor específico medio de 1 metro cúbico de humos entre 500° y 200° . . . . .                                      | 0,34 Cal.      |
| Peso de humos por hora . . . . .                                                                                   | 19.707 Kgs.    |
| Volumen de humos por hora . . . . .                                                                                | 14.707 Kgs.    |
| Temperatura de los humos a la entrada de la caldera.                                                               | 650 °C.        |
| Temperatura de los humos a la salida de la caldera.                                                                | 230 °C.        |
| Enfriamiento total de los humos . . . . .                                                                          | 420 °C.        |
| Presión de trabajo de la caldera . . . . .                                                                         | 6 atm.         |
| Temperatura del vapor saturado . . . . .                                                                           | 159 °C.        |
| Calor total de 1 kilogramo de vapor saturado . . .                                                                 | 658 Cal.       |
| Temperatura inicial del agua de alimentación . . .                                                                 | 13 °C.         |
| Calorías de vaporización por kilogramo. 658 — 13 =                                                                 | 645 Cal.       |
| Calorías abandonadas en total por hora por los humos: 14.707 . 0,34 . 420 =                                        | 2.100.159 Cal. |
| Pérdida total por radiación y convección de la caldera, en tanto por ciento de las calorías recuperables . . . . . | 20%            |
| Calorías recuperadas por hora: 2.100.159 . 0,80 =                                                                  | 1.680.000 Cal. |
| Vaporización horaria: 1.680.000 : 645 =                                                                            | 2.600 Kgs.     |
| Vaporización por ton. de acero obtenido: 2.600 : 6,91 =                                                            | 376 Kgs.       |

Del aprovechamiento del calor arrastrado con los humos resulta por tanto una producción de 376 kilogramos de vapor a 6 atmósferas por tonelada de acero obtenido.

Como las toneladas producidas por día son de 400 a 430, resulta una producción de vapor diaria de 150.000 kilogramos de vapor por día y 6.250 kilogramos por hora.

Los consumos de energía eléctrica en un taller de aceros como el que nos ocupa en grúas, ventiladores de agua, etc., lo podemos evaluar en 10 kwh. por tonelada producida y el de transportes interiores en unos 7 kwh. por tonelada, lo que hace preciso una disponibilidad de potencia en corriente continua, pues todos los servicios estarán servidos por este tipo de energía de  $430 \times 17 = 304$  kilowatios.

Resumiendo las aportaciones y producciones de energía y calor en el taller de aceros podemos decir:

|                                        |                        |
|----------------------------------------|------------------------|
| Consumo de gas de Horno Alto . . . . . | 222.440 metros cúbicos |
| — — — de Cok . . . . .                 | 92.330 — —             |

Potencia en kw. de corriente continua necesaria = 304 kw.  
Producción de vapor recuperado en el taller = 150.000 kilogramos al día.

Producción de acero... .. 430 tns. al día.

Como del vapor producido hemos de tomar 87.600 kilogramos para los talleres de benzol y sulfato amónico, nos queda disponible 62.400 kilogramos de vapor a 6 kilogramos solamente.

Las disponibilidades de gas de horno de cok eran 111.434 metros cúbicos de gas, que quedarán reducidas a 19.100.

Las disponibilidades de gas de Horno Alto eran 794.000 metros cúbicos, que quedan reducidos a 571.560 metros cúbicos.

### TALLER DE LAMINACION

Las producciones de este taller las hemos fijado en unos límites algo variables; para todos los casos de consumos tomaremos los límites superiores, pues para éstos han de estar calculados todos los elementos que integran el taller.

Deben de ser producidos en este taller:

|         |           |        |    |                              |
|---------|-----------|--------|----|------------------------------|
| 132.000 | toneladas | al año | de | desbastados.                 |
| 60.000  | —         | —      | —  | perfiles grandes y carriles. |
| 36.000  | —         | —      | —  | de perfiles pequeños.        |
| 24.000  | —         | —      | —  | chapas.                      |

Suponiendo una media de 300 días de trabajo al año nos resulta una producción diaria de:

|     |   |   |   |                              |
|-----|---|---|---|------------------------------|
| 440 | — | — | — | desbastados.                 |
| 200 | — | — | — | perfiles grandes y carriles. |
| 120 | — | — | — | perfiles pequeños.           |
| 80  | — | — | — | chapas.                      |

La marcha natural de un taller de estas características, en lo que el calentamiento del acero para la laminación se refiere, será que los tochos de acero que provienen de los hornos de aceros sean metidos en hornos Pits. Dado que la producción no es muy grande es de suponer que el tren Blooming no trabaje durante las 24 horas del día, y además será necesario parar los días festivos, pues sólo hemos considerado como días laborables en la-

minación 300 al año; por estas razones estos hornos deben de ser calentados, pero será aprovechado en ellos el calor que traen del taller de aceros; el calentamiento de los hornos Pits se hace con gran frecuencia con gas de hornos altos, pues no se necesita un gas de gran poder calorífico por ser más bien hornos de almacenamiento de calor. El consumo de estos hornos puede evaluarse en 150.000 calorías por tonelada calentada.

Los desbastes producidos para laminar perfiles grandes pasarán directamente a su tren sin calentamiento previo, como se hace en la mayor parte de las fábricas modernas, por consiguiente no será necesario ni la instalación de un horno intermedio, si se considerase necesaria en instalación para casos excepcionales, se podría hacer con gasógenos; pero no es a considerar este caso en el estudio que nos ocupa, porque normalmente no debe de funcionar dicho horno.

Los desbastados para laminar los pequeños perfiles y chapas, tendrán que ser sometidos a un recalentamiento antes de ser laminados, pues debido a la mucha superficie en relación a su peso se enfriarán rápidamente; además, debido a las muchas pasadas que es necesario dar en el Blooming la temperatura final es más baja.

Los hornos para recalentar estos desbastados son muy corrientemente empleados con mecheros de gas de hornos de cok. Entre los muchos sistemas que de éstos se conocen, son de los más aceptados los de la patente alemana Hoest; con éstos se garantiza y obtiene realmente un consumo de 400.000 calorías por tonelada laminada.

Estos son los únicos consumos de energía calorífica que se precisan en un taller de laminación de las características que hemos fijado para nuestro estudio.

Para evaluar los consumos de gas que ello supondría tomaremos los datos antes citados y resulta que en los hornos Pitts tendremos un consumo de

$$\frac{440 \times 150.000}{1.000} \text{ m}^3 = 66.000 \text{ m}^3 \text{ por día de gas de Horno Alto.}$$

Para los hornos de pequeños perfiles y de chapa el consumo de gas de hornos de cok de

$$\frac{(120 \times 80) 400.000}{4.580} = 18.250 \text{ m}^3$$

Como los remanentes de gases de hornos de cok y alto eran después de obtenido el acero

Gas de Horno de Cok... .. 19.100 metros cúbicos al día.

Gas de Horno Alto... .. 571.560 metros cúbicos al día.  
Deducidos los consumos de laminación, quedan disponibles  
Gas de Horno de Cok... .. 850 metros cúbicos.  
Gas de horno Alto... .. 505.560 metros cúbicos.

El mayor consumo de energía en los talleres de laminación será el consumo de energía eléctrica para poder llegar a una evaluación de la energía necesaria nos guiaremos por los datos del texto del Dr. Puppe.

*BLOOMING.*—Para un tocho de 2.675 kilogramos de 500 por 500 en la base y 450 por 450 en la cabeza de acero Siemens normal, debe ser desbastado a cuadrado de 142 por 158 empleando 206,93 segundos el motor ha consumido 187.450 HP. segundo, o sea 70.078 HP. segundo por tonelada, lo que es lo mismo 19,46 HP. hora tonelada = 14,32 kwh. por tonelada.

Para el mismo tocho en otro laminado que dura 254,69 segundos el trabajo transmitido por el motor es de 217.070 HP. segundo, o sea 81.147 HP. segundo por tonelada, lo que supone 22,54 HP. hora por tonelada = 16,58 kwh. tonelada.

Es decir, que podemos considerar como un consumo medio de energía por tonelada laminada en el tren Blooming de 16 kwh.

La potencia de la máquina que mueva el tren sería si durante la laminación el esfuerzo de la misma fuera igual en todos los momentos  $\frac{217.070}{254,63} = 855$  HP. aproximadamente, no es lógico pensar que esto sea así, sino que haya momentos en que los esfuerzos sean mucho mayores que en otros, por lo cual esta cifra debe de ser aumentada en 2 ó 4 veces; esto lo confirma la práctica que da para trenes de esta índole motores de potencias del orden de 3.000 kw.

Es decir, que el tren Blooming estará dotado de una máquina de 3.000 kw. y consumirá 16 kwh. por tonelada producida.

Este tren, que debe de producir 440 toneladas diarias de desbastados no necesita trabajar más de 16 horas diarias, luego la energía que consumirá y que debe de ser suministrada por la central eléctrica será  $\frac{440 \times 16}{16} = 440$  kw.

Los servicios auxiliares y transportes podemos evaluarlos en 10 kwh. por tonelada producida; la mitad en energía continua y la otra mitad en alterna; la energía necesaria entonces en continua será  $\frac{440 \times 5}{16} = 137$  y en alterna  $440 + 137 = 577$ .

**TREN DE PERFILES GRANDES.**—Este tren trabajará 8 horas diarias al mismo tiempo que uno de los relevos del Blooming puesto que es necesario que aproveche el calor de los desbastados.

Siguiendo el mismo razonamiento que anteriormente, vemos que en una laminación de I de 220 m/m. que dura 111,43 segundos el motor cede 164.400 HP. segundo, o sea 45,75 HP. hora toneladas 36,6 kwh. y tonelada.

Para otras clases de vigas los consumos son aproximados a esta cifra que tomaremos como normal.

La potencia del motor si todos los esfuerzos fuesen iguales durante los 111,43 segundos sería  $\frac{164.400}{111,43} = 1.480$  HP aproximadamente; como esto no sucederá así, sino que tendrá algunos instantes que efectuar más trabajo que otros, debe de estar equipado de un motor de 2 a 3.000 kw.

La energía necesaria será, teniendo una producción de 200 toneladas en 8 horas,  $\frac{200 \times 36,6}{8} = 790$  kw.

Si los servicios auxiliares consumen 5 kwh. por tonelada en continua y 5 en alterna los consumos totales serán en continua  $\frac{200 \times 5}{8} = 125$  kw. y en alterna  $790 + 125 = 915$  kw.

**TREN DE PEQUEÑOS PERFILES.**—Este tren para una producción de 120 toneladas al día trabajará durante 16 horas, de las cuales coincidirá 8 con el Blooming, aquellas en que no trabaja el tren de perfiles grandes y otras 8 cuando no trabaja ni el Blooming ni el tren grande.

Los consumos de energía para un tren de este tipo podemos deducirlos de los siguientes datos prácticos.

Un tren laminando pletinas de 38 por 7 empleando palanquilla de 130 por 136 y 116 kilogramos de peso y 40 kilogramos de resistencia por milímetro cuadrado, efectúa la laminación en 172,4 segundos, gasta 19.440 HP. segundo, o sea 37,75 kwh. por tonelada.

Si emplea 166,6 segundos consume 20.480 HP. segundo, o sea 41,8 kwh. por tonelada.

El mismo tren laminando T de 35 por 35 por 4,5 milímetros con palanquilla de 125 por 130 de 72 kilogramos de peso, emplea 121,3 segundos y consume 24.820 HP. segundo, o sea 50,8 kwh. por tonelada.

La potencia del motor sería siendo los esfuerzos iguales en todo

momento  $\frac{2480}{121,3} = 210$  HP. aproximadamente; como los esfuerzos serán muy variables dispondremos de un otor de 800 kw.

El consumo medio de energía en este tren será tomando la cifra media de 45 kwh. por tonelada será  $\frac{120 \times 45}{16} = 337$  kw.

Los servicios auxiliares y transportes consumirán 5 kwh. por tonelada en continua y 5 kwh. tonelada en alterna.

Los consumos totales serán, pues:  $\frac{120 \times 5}{16} = 37,5$  kw. en continua y  $337 + 37,5 = 374,5$  kw. en alterna.

**TREN DE CARGA.**—Este tren ha de producir 80 toneladas día y puede trabajar 16 horas coincidiendo con el de comerciales pequeños.

La potencia del motor será de 2.000 kw., cifra bastante holgada para trenes de este tipo y los consumos de energía para la laminación podemos deducirlos de las medidas de consumo por tonelada obtenidos en los trenes de chapa media y gruesa de Duro-Felguera en un año.

Para el tren de chapa media el consumo durante un año fué de 35 kwh. por tonelada y en el de chapa gruesa de 20 kwh. por tonelada.

El consumo medio de energía será teniendo en cuenta que se harán chapas gruesas y medias 30 kwh. por tonelada y la energía necesaria para la laminación  $\frac{30 \times 80}{16} = 150$  kw.

Los servicios auxiliares los ciframos en 5 kwh. por tonelada en continua y 5 en alterna.

La energía necesaria, pues, para la laminación de chapa será  $\frac{80 \times 5}{16} = 25$  kw. en continua y  $150 + 25 = 175$  en alterna.

Resumiendo todos estos datos tenemos que el desbaste necesita durante 16 horas diarias 137kw en continua y 577 kw. en alterna.

El tren de perfiles grandes durante 8 horas, 915 kw. en alterna y 125 kw. en continua.

El tren de comerciales pequeños durante 16 horas, 37,5 kw. en continua y 374,5 kw. en alterna.

El tren de chapas durante 16 horas, 175 kw. en alterna y 25 kw. en continua.

Las potencias de los motores serán:

|                         |           |
|-------------------------|-----------|
| Blooming... ..          | 3.000 kw. |
| Perfiles grandes... ..  | 3.000 —   |
| Pequeños perfiles... .. | 800 —     |
| Chapas... ..            | 2.000 —   |

Como los trenes no trabajan todos al mismo tiempo debemos de ver en qué momentos es el consumo máximo.

Coinciden trabajando el Blooming y el de perfiles grandes y el Blooming, perfiles pequeños y chapas.

En el primer caso las necesidades de la laminación son:

$$137 + 125 = 262 \text{ kw. en continua.}$$

$$577 + 915 = 1.492 \text{ — en alterna.}$$

$$3.000 + 3.000 = 6.000 \text{ — en los motores (Potencia total).}$$

En el segundo caso las necesidades son:

$$137 + 37,5 + 25 = 199,5 \text{ kw. en continua.}$$

$$577 + 374 + 175 = 1.126 \text{ — en alterna.}$$

$$\text{Potencia en los motores: } 3.000 + 2.000 + 800 = 5.800.$$

Como se puede ver, las necesidades máximas de la laminación son las del primer caso, de forma que podemos fijar esas condiciones de marcha como las normales del taller.

Queda, pues, como necesidades del taller de laminación:

66.000 metros cúbicos de gas de horno alto por día,

18.250 metros cúbicos de gas de horno de cok por día,

262 kw. de corriente continua.

1.492 kw. de corriente alterna.

Quedando como sobrante para la central eléctrica de alterna y para la de continua

850 metros cúbicos de gas de horno de cok por día.

505.560 metros cúbicos de gas de horno alto por día.

*CENTRAL ELECTRICA.*—Para la producción de la energía eléctrica necesaria en todos los servicios de la fábrica, ésta debe de poseer las instalaciones apropiadas para poder aprovechar las calorías de los gases sobrantes. Al tratar del horno alto ya dimos nuestra opinión sobre el empleo de turbinas de vapor o máquinas de gas, decidiéndonos por las primeras por las razones allí expuestas.

Las necesidades de la fábrica se deben de dividir en dos partes: las de corriente continua y las de alterna. La corriente continua se puede obtener, bien directamente o bien por transformación de corriente alterna en continua en máquinas apropiadas.



En nuestro caso vemos que queda disponible para este fin una cantidad de gases determinada y cierto número de kilogramos de vapor a 6 atmósferas de las calderas de recuperación de aceros. No es lógico el instalar toda una central eléctrica de importancia con vapor de estas condiciones, pero ese vapor sobrante debe ser aprovechado; para ello pensaremos que debe de existir una central eléctrica de producción de corriente continua aprovechando este vapor y otra de corriente alterna de cuyas calderas se tomaría el vapor para la turbo-soplante del horno alto y cuyas características serán: vapor, a 13 atmósferas y recalentado a 300°.

Las necesidades de corriente continua en la fábrica hemos visto que son:

|                     |                 |
|---------------------|-----------------|
| Horno alto ... ..   | 190 kw.         |
| Hornos de cok... .. | 250 —.          |
| Aceros ... ..       | 304 —           |
| Laminación... ..    | 262 —           |
| Total... ..         | <hr/> 1.006 kw. |

Es decir, que se necesita una máquina que suministre 1.000 kw. en corriente continua. La máquina será de una potencia algo superior, aunque no necesita tener un gran margen, pues debiendo de suministrar energía a una serie de pequeñas máquinas que trabajan de una manera descontinua las puntas de unas y otras se compensarán. La máquina necesaria será una turbo-dinamo de 1.200 kw.

El consumo de una máquina de este tipo con vapor de 6 atmósferas será de 8 kilogramos por kwh. aproximadamente; es decir, que necesitamos una cantidad de 8.000 kilogramos de vapor por hora.

Las calderas de recuperación de aceros después de atender las necesidades de los talleres de benzol y sulfato amónico aún pueden suministrar 62.400 kilogramos de vapor al día, o sea 2.600 kilogramos hora. La necesidad de vapor producido para este servicio será de 5.400 kilogramos hora.

Para ello será necesario quemar en calderas de vapor gases de horno de cok y de alto horno. Supondremos que quemamos en ellas el pequeño exceso que aún tenemos de gas de horno de cok y gas de horno alto.

Las calorías necesarias para la vaporización de agua en las

condiciones fijadas hemos visto al tratar de las calderas de recuperación, de aceros, que son 645 calorías por kilogramo.

Si suponemos que en esta instalación el rendimiento de las calderas es de un 70 por 100, pensando naturalmente en una buena instalación, las calorías reales que tenemos que consumir en las calderas serán 922 calorías por kilogramo de vapor, o sea  $922 \times 5.400 = 4.979.800$  calorías hora.

El gas sobrante de cok es por día 850 metros cúbicos, que son  $850 \times 4.400 = 3.740.000$  calorías y por hora 154.000 o sea que es necesario quemar gas de horno alto que tenga 4.824.800 c. por hora. Como este gas tiene 1.000 calorías por metro cúbico el número de metros cúbicos a quemar por hora será de 4.825 y por día 115.900 metros cúbicos.

Conocemos, pues, las necesidades de la fábrica en corriente continua cubiertas y aún nos queda un remanente de gas del Horno alto de  $505.560 - 115.900 = 393.660$  metros cúbicos por día.

Las necesidades de la fábrica en corriente alterna hemos visto que son:

|                     |         |
|---------------------|---------|
| Hornos de cok... .. | 145 kw. |
| Horno alto... ..    | 132 —   |
| Laminación... ..    | 1.432 — |

A esto debemos de agregar unos 200 kw. para otros usos, como alumbrado, calefacción, talleres auxiliares, etc., por lo que resulta un total de 1.969 kw.

La potencia necesaria en las máquinas será tal que pueda soportar las puntas obtenidas en los grandes motores de laminación, hemos visto que los motores que trabajan al mismo tiempo son el del Blooming y el tren grande, o sea 6.000 kw. no será necesario que la instalación tenga esta potencia, pues las puntas de los motores se compensarán, pero sí debe de poder suportar el consumo normal más la punta máxima de uno de ellos, por lo que la potencia de la instalación debe de ser del orden de 4.500 a 5.000 kw.

La producción de energía será de 2.069 kw. de media.

En una turbina de esta potencia marchando con un 60 por 100 de su carga máxima el consumo de vapor debe de ser de 6 kilogramos por kwh. Este vapor será de 13 atmósferas y 300° de calentamiento.

Cuando tratamos de la máquina soplante hemos evaluado el consumo de calorías por kw. hora, suponiendo un rendimiento

de 70 por 100 a las ca'deras en 8.157 calorías. Las calorías necesarias para la obtención de los 1969 kw. serán  $8.157 \times 1.969 = 16.061.133$ . El número de metros cúbicos necesarios a la hora serán 16.061 metros cúbicos hora.

Por 24 horas, 385.464 metros cúbicos día.

Como las disponibilidades de gas de hornos altos eran de 393.660 metros cúbicos, vemos que se puede producir toda la energía necesaria para la fábrica y aún quedan 8.200 metros cúbicos al día; esta cifra, dada su poca importancia, podemos considerarla inaplicable.

Nuestra central eléctrica podemos decir que puede marchar en toda su carga normal sin más aportación de calor que el aprovechamiento de los gases sobrantes del horno alto.

### RESUMEN GENERAL

Por todos los datos expuestos hasta ahora vemos que nuestra fábrica puede marchar sin más aportación de carbón que lo necesario para la marcha de hornos de cok, que son 770 toneladas diarias; es decir,  $770 \times 360 = 277.200$  toneladas al año.

Los productos obtenidos son  $500 \times 360 = 180.000$  toneladas de cok de las que se emplean en el horno alto  $385 \times 360 = 138.600$ .

Quedan, pues, para la venta de cok 41.400 toneladas. Se han producido  $350 \times 360 = 125.00$  toneladas de lingote de hierro, de las que se han consumido en aceros 75.000 toneladas; quedan, pues, para la venta 51.000 toneladas de lingote de hierro. Los laminados vendidos son 120.000 toneladas.

Aparte de esto quedan disponibles para la venta todos los productos de la destilación del carbón, que son:

$$\begin{array}{rcl} 27,5 \times 360 & = & 9.900 \text{ toneladas de alquitrán.} \\ 7,6 \times 360 & = & 2.740 \quad \text{—} \quad \text{—} \text{ benzol.} \\ 8,4 \times 360 & = & 3.150 \quad \text{—} \quad \text{—} \text{ sulfato amónico.} \end{array}$$

Para ver el consumo de carbón por tonelada de laminados será necesario ver los consumos y producciones para las cantidades de lingote y cok necesarias sólo para las 120.000 toneladas de laminados; esto es algo complicado aparte de que no representa una realidad, pues la fábrica tiene que producir los elementos intermedios en las cantidades fijadas. Pero podemos considerar para

ello que el cok que se venda directamente es carbón que deja de entrar en la fábrica y que el lingote de hierro vendido tiene los mismos consumos que los laminados; esto no es exactamente así, pero los errores que con ello haya no son demasiado grandes y son más bien perjudiciales para el consumo por tonelada de laminados que beneficiosos. Haciendo esto nos resulta que para 461.400 toneladas de hierros vendidos se han consumido 235.800 toneladas de carbón, o sea 1.460 kilogramos por 1.000 kilogramos de laminados.

Esta es una cifra no alejada de lo que puede ser la realidad, pues hay fábricas alemanas con consumos inferiores en bastante a esto; claro que son fábricas muy grandes y en condiciones más favorables que la que hemos supuesto para nuestra fábrica.

Las fábricas españolas están todas bastante por encima de este consumo y el esfuerzo de los técnicos parece que hoy se está orientando en el sentido de mejorar lo más posible este consumo. Es de esperar que la formación del cuerpo del Control Térmico en las fábricas haga que se llegue en ellas a los consumos racionales y que si en alguna ocasión se instala una nueva fábrica, se tenga este factor más en cuenta que se tuvo hasta ahora, quizás por no haber hecho los estudios de las nuevas plantas atemperándose a las circunstancias de lugar, que si bien en todas partes tiene una importancia grande el consumo del combustible, en nuestro país, debido a su mayor precio, es quizá el factor que hay que estudiar con mayor detenimiento y el punto a donde hay que encaminar todos los estudios de las instalaciones y la relación de unas con otras para el mejor aprovechamiento del combustible.

---

EUSTAQUIO FERNANDEZ-MIRANDA GUTIERREZ

---

## LAS MODERNAS TENDENCIAS A LA SINDICACION O COMBINACION DE INDUSTRIAS Y SU POSIBLE INFLUENCIA EN LA ORGANIZACION DE LA INDUSTRIA HULLERA ASTURIANA.

### LO QUE SIGNIFICA EL "ESTATUTO CARBONERO" EN ESTE ORDEN.

---

El hombre, nacido para la vida de relación, no ha ejercido nunca aisladamente su actividad económica.

Remontándonos a los pueblos más primitivos (quizás a nuestros primeros padres desde el momento mismo en que recibieron sobre sus frentes pecadoras la sentencia divina "ganarás el pan con el sudor de tu rostro"), cuando el hombre no sabía cultivar el suelo ni utilizar el trabajo de los animales, pueblos que vivían de la caza y de frutos silvestres, ya encontramos una cooperación de los miembros de la familia ordenada a un fin económico mediante la distribución del trabajo por razón de su naturaleza y de la diferencia de sexos y edades.

La familia constituye así una entidad económica; economía natural en que se produce para satisfacer las necesidades de un reducido número de consumidores que a la vez son productores de los bienes que consumen.

Desde esta economía natural hasta una economía de cambio propiamente dicha, que no se estableció definitivamente hasta la

aparición de un medio general de cambio, la moneda, no se ha pasado sino muy lentamente, a través de los siglos, llegando hasta nuestros días, a pesar del desarrollo de esas gigantescas empresas industriales que lo abarcan todo, pues aún se conservan hoy vestigios de la economía natural en las aldeas remotas, aisladas de toda comunicación, donde el labrador consume lo que produce, lo que era mucho más general hace poco tiempo cuando los ferrocarriles y la industria no tenían el desarrollo que hoy tienen.

De la producción para el propio consumo se pasó a la producción para el cambio que adquirió su máximo desarrollo con la adopción de la moneda, pero aun dentro de la economía monetaria se distinguen dos etapas en la evolución a través de los tiempos: la producción para el consumidor y la producción para el mercado. En el primer modo el productor trabaja con sujeción a los pedidos que le encomienda el que va a consumir los productos; en el segundo modo trabaja sin sujetarse a pedidos, para abastecer el mercado. Son dos formas económicas muy distintas: el oficio y la empresa.

La primera predominaba en la edad media; entonces el productor no vendía, limitándose a trabajar una materia prima que se le confiaba con el pedido. Para esta industria no necesitaba más que un modesto capital; no corría riesgo ninguno.

No ha desaparecido por completo esta forma económica que hoy vemos en el sastre a quien se entrega el paño para la confección del traje, en la costurera que trabaja a domicilio, en el molinero que recibe el grano que ha de moler, en el panadero que entrega pan a cambio de harina, en el carpintero que trabaja la madera que se le entrega, etc.

Pero solamente son vestigios de un esplendor extinguido que, lo mismo que en el orden de la naturaleza, siempre se encuentran en todas las actividades del trabajo humano, como si la Providencia se complaciera en dejar testigos de lo pretérito por los que pueda el hombre reconstituir las distintas fases de la evolución seguida hasta el estado actual.

A esta forma económica, en que era el consumidor el que dirigía toda la producción, ha sucedido la empresa que compra las primeras materias y vende los productos, no ya con arreglo a pedido, sino produciendo para el mercado en cantidad apropiada a la demanda que prevé. Como la empresa guerrera, también corre un riesgo la empresa productora; corre el riesgo de no encontrar salida para sus productos; en esto, que es esencial en la empresa,

estriba el carácter distintivo de esta forma económica de la producción.

A este estado de la evolución económica, empresa que produce y vende por sí misma, con la organización técnica para producir y la comercial para vender, se ha llegado pasando por otro estado intermedio que aún subsiste hoy: la organización de la producción por el comercio, que conserva la forma de explotación del oficio, pero ya no es el consumidor el que da trabajo, sino el comerciante que entrega a cada productor la primera materia, manda trabajarla y la vende.

La empresa de producción representa un estado más avanzado del desarrollo económico; organiza por sí misma la producción y la salida del producto corriendo todo el riesgo. Y no pierden este carácter las empresas que trabajan a base de pedidos cuando la magnitud del capital empleado representa un verdadero riesgo por haberlo invertido antes de saber si la industria reportaría beneficios.

Así se ha llegado a establecer el orden económico actual que tiene por base el cambio privado, con separación absoluta de la economía de consumo y de la actividad de adquisición. Por ésta todos nos esforzamos en lograr un rendimiento en dinero que en la economía de consumo es el instrumento de cambio para la satisfacción de nuestras necesidades.

Esta separación ha dado lugar a la empresa, que comenzó siendo individual (el empresario único que procura todo el capital, soporta todo el riesgo y obtiene todo el beneficio) y ha terminado siendo societaria con la colaboración de varias personas que se reparten la aportación del capital, el riesgo del negocio y los beneficios.

Sin esta transformación de la empresa, con su carácter esencial de una propiedad y una dirección distintas, no hubiera sido posible acometer las enormes actividades de la vida económica actual puestas en juego por progresos técnicos que requieren el empleo de capitales considerables, cuya reunión hace fácil la forma societaria, especialmente la sociedad por acciones. Basta que la empresa esté bien concebida, bien presentada, bien dirigida y avallada con el concurso de algún acreditado capitalista para que la promesa de elevados beneficios mueva a centenares o millares de personas a aportar el capital necesario.

Y siempre, dominando a los hombres el ansia por la mayor ganancia posible, vemos afluir el dinero inmediatamente hacia

la rama industrial que más prospera dando así lugar a nuevas empresas.

Es bien conocida esta realidad. En cuanto una nueva empresa prospera en cualquier parte, el capital afluye para crear otra que le haga competencia. De este modo cada uno crea y dirige su empresa aisladamente, corriendo el riesgo en competencia con las demás, sin otra ley reguladora que la tendencia de los empresarios a ganar lo más posible que no siempre les lleva a ser cautos para no pasar el límite de la adaptación de la producción a las necesidades del consumo.

Es indudable que este régimen de libertad económica ha asegurado una satisfacción de esas necesidades verdaderamente perfecta. Con él se han hecho de dominio público artículos de consumo que no se conocían o eran privilegio de pocos, la producción en grande ha rebajado considerablemente el precio de los objetos con incalculable ventaja para el progreso de la civilización, cada nueva necesidad encuentra siempre su satisfacción por medio de una nueva empresa, el estímulo de los empresarios lanza al mercado nuevos productos y nuevos modelos y así se ha llegado a caer en la exageración de anticipar a la existencia de las necesidades el producto que ha de satisfacerlas.

Este régimen, que los hombres han establecido a impulsos de la tendencia a ganar más, tendría pleno éxito en una humanidad ideal, regida siempre por la prudencia de modo que la limitación de las ambiciones al grado necesario para no sobrepasar la adaptación de la producción al consumo regulase automáticamente aquélla y por ende lograrse sus deseos de ganar lo más posible.

Pero esa humanidad no existe y la falta de una voluntad superior que rija el conjunto de las diversas economías, nacidas y dirigidas aisladamente, conduce a la perturbación, al desorden, a la crisis.

A medida que el progreso multiplica las necesidades haciéndonos cada vez más desgraciados (permítase este desahogo) y se complica extraordinariamente el modo de satisfacerlas, la especialización es mayor y es más estrecha la relación de las diversas economías resultando imposible para el que vive aislado percibir a larga distancia el éxito de su empresa cuyo cuantioso capital puede por eso comprometer.

Por otra parte el aislamiento hace que el empresario ignore si otros pueden producir mejor, y puede engañarse fácilmente al



apreciar el consumo posible o qué necesidades no están satisfechas.

Además, las necesidades se modifican, o los medios de satisfacerlas cambian, poniendo en trance de muerte a toda una rama industrial. Los enormes progresos de la técnica moderna traen nuevos métodos de producción que ocasionan la pérdida de grandes capitales comprometidos en organizaciones e instalaciones viejas que se pierden. Hasta que eso ocurra, como no abandonan inmediatamente el campo de la producción, ya ocupado por nuevas industrias en las que se han invertido cuantiosos recursos, se llega a una superproducción y, desde el punto de vista de la economía nacional, a una consecuencia más grave: a una inversión de dinero desproporcionada con las necesidades a satisfacer; a una sobrecapitalización.

He ahí las causas generales de la crisis que padece la industria.

El incesante progreso técnico y los excesos de la tendencia de cada individuo a ganar más han creado esta situación que gráficamente se ha llamado el estado anárquico de la producción.

Para poner remedio a este mal hay dos soluciones extremas: confiar al Estado la misión de satisfacer las necesidades de la colectividad (sustitución de las empresas privadas por la "economía colectiva") o mantenimiento del orden económico individualista entregado a la regulación automática que el deseo de máxima ganancia impone al conjunto de las diversas economías en sustitución de una voluntad única que las rija.

Aquella primera solución marca la meta a que aspiran llegar los socialistas; la segunda es la de los partidarios acérrimos del régimen de libre concurrencia.

Ni una ni otra han logrado establecerse en pleno dominio en parte alguna, ni aun en Rusia, donde tan propicio ambiente crea a la primera el régimen soviético imperante. La realidad, imponiéndose a todos, ha traído al campo de la organización económica las modernas tendencias a la inteligencia entre empresas de la misma rama industrial para suprimir las nefastas consecuencias de la anarquía en la producción.

El crecimiento incesante de la competencia, fenómeno general en la economía moderna, debido al gran progreso de la técnica, que pone a los empresarios de nuevos métodos en lucha con los de métodos antiguos, a la extensión siempre creciente de las relaciones comerciales y de las vías de transporte, que lleva la lucha a zonas cada vez más extensas, a la abundancia de dinero, que da facilidades para fundar nuevas empresas, trae como resultado

que el riesgo del capital crezca constantemente al mismo tiempo que los beneficios disminuyen.

De esa divergencia, siempre creciente, entre el riesgo del capital y el beneficio, han nacido todas las asociaciones de empresarios, sean *cárteles*, *trustes*, *fusiones o combinaciones*, que tienen como fin principal la supresión de la competencia o una franca tendencia al monopolio total o parcial de los productos que ofrecen al mercado.

De todas esas asociaciones, si se exceptúan los *trustes* en Norteamérica, los *cárteles* son los que más desarrollo han adquirido en el mundo económico.

Los *cárteles*, que podemos definir como convenios voluntariamente establecidos entre empresarios de la misma rama industrial que conservan su independencia y se proponen ejercer un poder de monopolio (para lo cual es indispensable la adhesión de la mayoría, al menos, de los productores competidores) no deben confundirse con los *trustes* como es frecuente que ocurra en el uso corriente de estas palabras.

El cártel solamente quita a los asociados los derechos que necesita para el ejercicio del monopolio limitando la actividad económica del individuo, pero no suprime completamente su autonomía, mientras que las fusiones de empresas transforman éstas haciéndolas perder su propiedad, los monopolios propiamente dichos llegan a la unión de empresas para constituir la empresa única y los *trustes* hacen perder a las empresas su autonomía constituyendo una empresa común. Los cárteles son una aglomeración *contractual* de empresas, mientras que las fusiones y *trustes* son una aglomeración *financiera* de empresas a base de posesión.

Todas estas sindicaciones tienen, sin embargo, un punto de coincidencia; todas se proponen como fin principal el monopolio. Bien podemos decir, por lo tanto, que desde el cártel al trust realizan la misma idea en grados distintos, marcando aquél y éste los dos grados extremos.

A pesar del aire de modernidad con que se presentan tenemos antecedentes históricos de estas asociaciones en los acaparamientos de mercancías para ejercer un monopolio y en las agremiaciones de la edad media que se aproximaban mucho por sus efectos a los cárteles. En lo esencial, en la intención, en el fin que se perseguía entonces y se persigue ahora, hay coincidencia (*nihil novum sub sole*) aunque la modalidad es muy distinta, como distintos son los medios de producción y comercio de aquella época

y de la actual. En el medio en que unas y otras sindicaciones vivieron, respondían al mismo fin.

Pero las necesidades de la vida industrial, en el más amplio concepto de la expresión, son tan diversas en nuestra época que a cada una se ha respondido con una asociación particular, originándose diversas agrupaciones a las que con notoria impropiedad se les aplica la designación de *cárteles* solamente aplicable a las organizaciones que tienden a un monopolio de venta. Por eso es impropio llamar cárteles a las asociaciones de compradores nacidas para oponerse a ellos (entonces son más bien *contracárteles*) o para beneficiarse con las compras al por mayor, ni a las asociaciones patronales o profesionales, constituidas para la defensa de intereses comunes, ni a las sindicaciones de obreros, etc.

Es que a la inteligencia de los productores en el orden económico precedió la que establecieron en las uniones profesionales para la defensa de sus intereses comunes (seguros contra accidentes, relaciones con los obreros, con el Estado, etc.), contribuyendo éstas a facilitar la formación de cárteles y de ahí viene la confusión o la extensión de la palabra más allá de lo que le corresponde: asociaciones de empresarios, como *vendedores* de productos, dirigidas contra los *compradores* o *consumidores* de éstos.

Aun dentro de este marco caben diversas formas de cárteles que se pueden agrupar en tres clases principales:

a) *Cárteles de zona*, en que los *cartelados* se distribuyen el mercado poniendo límites geográficos a su actividad.

b) *Cárteles de precio*, que fijan los que han de regir para acrecer los beneficios aminorados por la competencia; y

c) *Cárteles de producción*, que establecen restricciones de explotación y producción cuando a consecuencia de la superproducción a que ha conducido la competencia no son realizables los convenios sobre precios.

Y dentro de cada una de estas clases caben grados distintos, desde el más inferior, consistente nada más que en una limitación en las facultades de colocar los productos, señalar precios o producir, hasta la distribución entre los asociados de la oferta, la demanda o los beneficios, constituyendo entonces los *cárteles de reparto* que tienen un órgano especial, llamado oficina central o sindicato de reparto, a cargo de una Sociedad por acciones, de una persona privada, de casa de comercio o de banca, órgano de que carecen los cárteles de orden inferior que suelen ser, como más sencillos y fáciles de establecer, los que dan origen a aquéllos.

Estos cárteles de reparto son *de zona*, aunque no establezcan delimitación territorial, cuando el sindicato distribuye a cada empresa los pedidos que le corresponden según el plan convenido y el porcentaje asignado, consistiendo propiamente el cártel en la obligación de no vender más que por mediación del sindicato; *son de producción* cuando reparten la oferta determinando para cada asociado la parte de la producción total que puede colocar en el mercado; son, por último, *de precio* cuando por medio de una caja común en que los miembros ingresan la diferencia entre un precio de venta mínimo, expresamente convenido, y un precio base, que viene a ser el de coste, reparten los beneficios a prorrata de la participación de cada *cartelado*, estableciendo a veces también la limitación de la producción mediante la obligación de ingresar en caja mayor suma impuesta al socio que excede lo autorizado a vender o producir. Ningún miembro tendrá interés en vender por debajo del precio mínimo señalado y en cambio nada se opone, si la calidad de sus productos lo merece, a que venda por encima y se beneficie él solo del exceso.

Hay otra forma de cártel de reparto de beneficios que representa el grado más avanzado.—Consiste en la obligación de vender los productos a una sociedad comercial constituida por los mismos productores, la cual vende a precios más elevados que aquellos a que compra y reparte los beneficios entre los asociados. Estos han cedido toda una facultad, la de vender, y no les queda más independencia que la relativa a la producción y a la propiedad de la explotación. Cediendo esta independencia el cártel sería un *truste* o un monopolio propiamente dicho.

---

Nos hemos entretenido en definir con precisión estas asociaciones de empresas conocidas con el nombre de cárteles y hemos prescindido de dar igual trato a las fusiones de monopolio y a los *trustes* porque pensábamos siempre en el Estatuto Carbonero y enderezábamos nuestros pasos hacia éste para abordar el punto concreto del tema de esta conferencia con el terreno preparado para una calificación rotunda de lo que significa el Estatuto Carbonero en orden a la sindicación libre de empresas.

Y prescindíamos de las fusiones y de los *trustes* porque en estas modalidades de sindicación hay transformación de la propiedad que llega hasta la empresa única, y nos contentábamos con marcar su carácter esencial para, llegado este momento, decir que

el Estatuto no representa esa modalidad aunque en las alturas de los ámbitos oficiales haya sonado alguna vez la frase de “empresa única” como la aspiración ideal del compromiso entre productores a los fines de vender sus productos. Sólo con un desconocimiento grande de la psicología de los empresarios y de lo que representa la organización comercial del Estatuto en el concepto de la organización económica a base de pactos entre productores, podría mantenerse, sin cambiar radicalmente la estructura básica de la ley, ese ideal de la empresa única para vender.

El Estatuto respeta la independencia jurídica de las empresas, que conservan todos sus derechos de propietarios de las minas, y aunque algunos contradictores, durante la discusión anterior a la promulgación de la ley, pretendieron ver en las mallas de sus preceptos ataques fundamentales a la propiedad de las minas, que nunca ha sido tan absoluta como la de otros bienes no adquiridos por concesión del Estado, hay que afirmar que la pasión los llevaba a ese extremo haciéndoles olvidar, por una parte, el doble carácter del Estatuto como consorcio financiero con el Estado y como ordenación comercial de empresas, y por otra parte, la tutela que el Estado se reserva sobre aquellos bienes nacionales que como la hulla y el hierro son hoy el nervio de la independencia del país.

Es verdad, dicho sea en descargo de los impugnadores del Estatuto, que no faltan en él detalles de ingerencias excesivas de la representación oficial al fin que el Estado persigue, las cuales dan pie para formular esos reparos; pero éstos surgen al examinar la minucia, nunca en las líneas generales que constituyen el esqueleto orgánico del mismo. Es que sobre este esqueleto, en el rudo batallar de los intereses encontrados, que el afán estatista de la representación oficial tenía que dirimir llevándose él la ventaja disputada, se acumuló mucho tejido adiposo inútil.

Donde principalmente se advierte que en el concepto económico la obesidad ha desfigurado el Estatuto es en lo que tiene de asociación de empresas, es decir, en la parte contractual que las vincula, allí donde hubo pugilato de intereses, mientras que en la parte del consorcio financiero con el Estado, que no interesaba gran cosa a los empresarios y no motivó pugna de intereses con los consumidores, salió incólume conservando las líneas de origen.

Queda consignado, aunque lo hemos dicho incidentalmente, que el Estatuto por su doble carácter puede considerarse dividido en dos: un estatuto que establece las bases del consorcio finan-

ciero con el Estado, en el que éste participa en calidad de asociado, y un estatuto para la ordenación de las explotaciones de carbón, en el que el Estado no participa sino que interviene como protector que distribuye los auxilios según las necesidades y los merecimientos y además como director de la organización colectiva de empresas que pone a éstas en relación con el mercado consumidor.

No encaja en el enunciado del tema elegido examinar el primer Estatuto, que cae de lleno en el campo de acción del Estado como protector de la industria nacional llegando aquí hasta una participación que constituye (digámoslo con franqueza) el primer paso hacia la explotación por el Estado, aunque no sea éste el fin que se propone. No quiere esto decir que no ofrezca verdadero interés, en estos momentos de honda crisis en la industria y de intervenciones socializadoras del poder público en la propiedad para orientar su disfrute hacia la evitación a todo trance del paro de obreros, examinar la influencia que la aplicación de ese primer estatuto podría tener en la marcha difícil de las empresas más afectadas por la crisis; pero su examen daría proporciones exageradas a este estudio, por lo que, a fin de no salir del campo de la sindicación de empresas, no volveremos a tratar de dicho estatuto para concentrar toda nuestra atención sobre el otro.

En éste hay sindicación de empresas, constitución de una entidad llamada Federación de Sindicatos Carboneros de España que responde ante el Estado del cumplimiento de todas las obligaciones que aquél le impone a los fines de ordenación de la explotación, producción y venta de carbones de las empresas asociadas, y por lo tanto, entrando de lleno en la última parte del tema, cabe preguntar: ¿qué es, qué significa ese estatuto?

La respuesta saldrá categórica de la enunciación de sus características que vamos a hacer.

Las empresas al entrar en la sindicación prescrita por el Estatuto conservan su propiedad, su independencia jurídica, su autonomía, aunque sufren las siguientes restricciones o limitaciones de sus facultades, impuestas por el Estado a través de la Federación:

a) Limitación de la producción para adaptar la oferta a la demanda según las necesidades del consumo nacional en las diferentes clases de combustibles.

b) Sujeción en los productos de la explotación a los tipos que establece un cuadro general de clasificación de carbones tanto respecto a la calidad como al tamaño.

c) Asignación a cada Sindicato regional federado de la zona del mercado nacional que puede abastecer.

d) Fijación a cada empresa de la parte de la producción asignada a su Sindicato que puede colocar en el mercado.

e) Obligación de no vender más que por mediación de la Oficina Central de reparto de pedidos constituida en la Federación e intervenida por el Gobierno, la cual distribuye a cada empresa los que le correspondan según el plan convenido y el porcentaje de que disfrute.

f) Obligación de compensar a las empresas que no han alcanzado en la venta la participación que se les asigna, a cargo de las que excedieron la suya, precepto que roza el principio del reparto de beneficios.

g) Fijación de precios de venta por la representación del Estado con previo informe de los productores y consumidores de carbón.

Las precedentes obligaciones no son las únicas que establece el estatuto que podemos llamar comercial, pero no hemos querido consignar, por salirse del tema abordado, las que se refieren a las garantías que el Estado exige para otorgar el beneficio de exclusiva de venta a las industrias obligadas, por precepto de la ley, al consumo de carbón nacional y para conceder determinadas protecciones o auxilios, como primas, exenciones de impuestos, etcétera, o para hacer eficaz su propósito de ordenar económicamente la explotación.

Debemos advertir, anticipándonos a contestar a posibles reparos de los que viviendo sometidos al Estatuto no han notado el peso de esas obligaciones, que analizamos la ley tal como es en su letra y en su espíritu sin que influya en nuestro ánimo el modo y limitación con que se ha llevado a la práctica dejando su aplicación reducida esencialmente a respetar los clientes o tonelajes que cada empresa venía abasteciendo o suministrando y a no consentir que se vulnerase por exceso el precio de tasa fijado.

Las restricciones señaladas, si prescindimos de este aspecto protector a que antes nos referimos, dan a la sindicación legal de empresas caracteres de un *cártel de zona, de producción, de condiciones de precio, de reparto* y casi *de distribución de beneficios*, pero atendiendo a la definición de *cártel*, a pesar de tener sus caracteres, la sindicación del estatuto no es *cártel* porque no representa un convenio voluntariamente establecido, sino impuesto por el Estado, aunque tengan las empresas opción de entrar o no a disfrutar de ese régimen, ni se propone como fin esencial.

ejercer un monopolio, ya que gran parte de las industrias consumidoras pueden dirigirse a las empresas y concertar con ellas, directa y libremente por ambas partes, los suministros de carbón.

Si no hay monopolio no hay cártel; eso es esencial. Y el monopolio no puede ejercerse mientras sea posible la importación de carbón extranjero en la península en condiciones ventajosas.

Un cártel sin barrera arancelaria de suficiente altura en relación con las condiciones de la industria en el país no es posible en parte alguna y en España la altura necesaria es de tal magnitud que sólo han podido asociarse en cártel los afortunados que no venden una mercancía que es primera materia y el renglón de consumo más importante para todas las demás industrias nacionales, cuyos intereses se sobreponen a toda otra razón porque son más y no les es indispensable el carbón nacional mas que en momentos de circunstancias exteriores extraordinarias, pero llegadas esas circunstancias cuentan siempre con que el patriotismo de los postergados a la industria extranjera no dejará de satisfacer las demandas que hagan invocando la obligación que tienen de cumplir el sacrosanto deber de servir a la patria en horas difíciles.

Por eso el carbón, aunque es entre todas las materias *cartelables* la que mejor se presta por su gran masa y poca diferencia de calidades, no ha sido objeto de cártel en España, como el acero, azúcar, alcohol, vidrio, papel, etc.

Aun en el supuesto de que la sindicación fuera voluntaria y los sindicatos tuvieran un poder de monopolio, tampoco estarían constituidos en cártel libre. Sería un *cártel intervenido*, dirigido por el Estado, y por consiguiente con todas las garantías que el consumidor podría apetecer para evitar los abusos de fuerza que se les achacan a los cárteles propiamente dichos. Sería el cártel que preconizan los tratadistas de economía que, rechazando la aspiración socialista de la nacionalización de la industria y reconociendo la necesidad de estas agrupaciones de productores para el progreso seguro de la producción industrial, prevén en la reglamentación por el Estado de los cárteles el fin de la evolución económica en marcha.

La dificultad de elevar la barrera arancelaria, no sólo por los intereses que protestarían airadamente a impulsos del más refinado egoísmo industrial olvidándose de lo que es y significa para el país contar con carbón propio, sino por las trabas de carácter internacional que el intento provocaría, ha sido salvada por el Gobierno con la imposición del consumo obligatorio de



carbón nacional a las industrias y servicios oficiales y a las que gozan de los beneficios del arancel y de las leyes protectoras de la producción nacional, de suerte que a nuestro juicio esta imposición, en cuanto a la industria privada, no es más que un modo de trasladar a las explotaciones carboneras una parte, siquiera sea ínfima, del arancel que disfrutaban otros productores.

Pero esta medida del Gobierno no coloca a los productores carboneros en medio adecuado para que su asociación pueda constituir cártel; no sustituye por sus efectos a la barrera arancelaria que se precisa para ser dueños del mercado nacional en cantidad proporcionada al tonelaje de combustible que se produce porque el consumo obligatorio solamente entrega a los productores una parte, y no la entrega a los precios que un arancel protector consentiría, teniendo que colocar el resto en lucha de competencia reñida entre vendedores nacionales y con la importación extranjera.

La sindicación del estatuto no suprime la competencia entre los asociados y ésta es otra demostración evidente de que no constituye cártel, que no se concibe sin esa supresión. Sin embargo (ya lo hemos dicho) tiene en el aspecto industrial y comercial todos los caracteres de un cártel. ¿Tendrá sus efectos aunque no sea propiamente un cártel?

Examinemos los que éste produce en distintos órdenes, siguiendo el análisis que hace el notable tratadista Liefmann, cuyas publicaciones han inspirado nuestro trabajo, y veamos si el estatuto también los produce.

El cártel procura a los productores la ventaja de mantener los precios en épocas de depresión limitando la producción para adaptar la oferta a la demanda, lo que trae consigo condiciones de salida del producto más uniformes y una estabilidad mayor en las empresas poniéndolas a cubierto de correr un riesgo que en la libre concurrencia termina con la muerte del más débil. Por otra parte en los períodos de bonanzas se pueden ir adaptando los precios al crecimiento de la demanda con ventaja para el beneficio. Coloca además a todos los productores en la misma situación respecto a las condiciones de venta y les da fuerza frente a los compradores.

El cártel procura a las empresas una fuerte preponderancia en el trato con otras, especialmente con los compradores y comerciantes o intermediarios, siendo dueñas absolutas de la fijación de precios que sin cártel estarían a merced de los compra-

dores o comerciantes, quienes se aprovecharían de los períodos favorables más que el productor.

Frente a los obreros el cártel representa una trabazón de intereses de todos los productores que hace fácil una inteligencia para constituirse en asociación patronal defensora o para auxiliarse mutuamente oponiendo en bloque una resistencia que haga fracasar demasías abusivas de los obreros.

Todas estas ventajas, salvo la relativa a cuestiones obreras que pueden tener un encauzamiento favorable con una intervención del Estado, más justa por conocer de cerca las necesidades de la industria con quien convive, sólo parcialmente se logran en el estatuto por no tener acción comercial más que sobre el mercado de industrias obligadas al consumo de carbón español. Esas ventajas quedan además contrarrestadas en épocas de depresión por el comercio ruinoso que se hace en el mercado libre y en épocas favorables pueden trocarse en desventajas de los asociados por tener que sujetarse a vender respetando el tope de precios señalados por el Gobierno, mientras que libres de trabas oficiales, como estarían en un verdadero cártel, podrían aprovechar la elevación de precios que el mercado consintiese.

El cártel proporciona todas esas ventajas, pero como contrapartida los cartelados ofrecen el sacrificio de su independencia que pierden hasta el punto de constituir esta pérdida una dificultad, a veces invencible, para la formación de un cártel. Aun constituido éste no siempre es posible evitar que los asociados busquen ventajas particulares con ofertas de palabra por debajo de los precios estipulados.

Con la limitación de la independencia el empresario pierde poco a poco el afecto a su industria y se muestra más propicio a confiar la iniciativa del negocio a una sociedad por acciones, favoreciendo de esta suerte el cártel la creación de esas grandes sociedades signo de los tiempos presentes.

El concepto de industria privada que guarda en secreto absoluto todas sus interioridades administrativas lo ha destruido el cártel con las restricciones y las intervenciones que ejerce en la administración de las empresas, a las que se llega a quitar toda relación directa con la clientela y se les interviene los libros para asegurarse del cumplimiento de sus obligaciones. Hace aún pocos años no se hubieran consentido discusiones en que se hablara de los actos más secretos de la explotación; hoy los secretos se han reducido casi hasta desaparecer.

La sindicación legal del estatuto impone esas limitaciones de

independencia con mano más férrea todavía porque su imposición no depende de los mismos asociados, que siempre tendrían más flexibilidad y se atemperarían a sus particulares puntos de vista, sino de la representación oficial y por eso las dificultades que se observan en la formación de un cártel se han dado centuplicadas para lograr aquiescencia al estatuto, aceptado por la mayoría de las empresas, más que convencidas, por la imperiosa necesidad en que se encontraban de no poder prescindir, en la colocación de sus carbones, del mercado de industrias obligadas al consumo de carbón nacional, reservado a las que se aogieran al Estatuto.

Otro efecto de los cárteles sobre las empresas es que, descansando éstas confiadamente en la acción colectiva se duerman y no progresen técnicamente. Esto, sin embargo, no ocurre porque surge entre los asociados el estímulo para producir más barato o se crean fuera de la asociación nuevas empresas si la industria no constituye monopolio natural.

Peores consecuencias puede originar la ampliación de la producción en épocas de mercado favorable y peores todavía que éste dé margen a la creación de nuevas empresas, porque, llegado el momento de la depresión, limitar la producción no pasa de ser un paliativo que no siempre detiene la llegada del final desastroso: la disolución del cártel o la muerte de empresas. Para cumplir sus fines el cártel precisa no perder en ningún momento su misión de dar a la industria más uniformidad, más moderación y más seguridad.

El estatuto carbonero lleva en sí ese peligro de la ampliación de producción por los asociados en épocas de mercado favorable, pero a la acción vigilante del Gobierno corresponde prevenir las consecuencias con oportunidad. En cambio no se le puede achacar el efecto de favorecer la pereza de los productores porque, no asegurándoles la total colocación de sus productos, está vivo en todos el estímulo de progresar técnicamente para competir en el mercado libre si no sintieran ya el de ampliar el margen de beneficio, por el lado del precio de coste, en el mercado obligatorio.

Examinemos ahora los efectos de los cárteles sobre los extraños a ellos.

Bien sea que se creen después, o que juzgando más beneficiosa su situación fuera del cártel no entren en éste al formarse hay empresas que viven al margen del cártel. Las primeras nacen por vitalidad de la economía que crea el remedio a la exclusiva de un monopolio no concedido por el Estado. Las segundas son hijas del egoísmo desenfrenado, que las crea para que se

aprovechen de la reglamentación de precios de la industria establecida por el cártel, sin someterse a los sacrificios que éste impone, buscando salida importante a sus productos por bajo de las condiciones de aquél.

Bien merecen las que engendra el egoísmo que se las combata con todos los medios que el cártel emplea; dura competencia en el mercado para obligarlas a la adhesión; convenios recíprocos de comercio exclusivo con los compradores de los productos y proveedores de primeras materias, que no deben comprar ni vender a otras empresas que las asociadas; exclusividad de relaciones de unos cárteles con otros vendiéndose mutuamente sus productos y prohibiéndose el trato con los no asociados.

En el estatuto no caben estos efectos porque el Estado ha previsto la necesidad de una aprobación oficial para el nacimiento de nuevas empresas y todas las existentes están sindicadas.

Sería inútil que alguna quedase fuera si no cuenta con medios adecuados para la lucha en el mercado libre, porque por imperio de la ley se le priva de hacer la competencia a las sindicadas en el mercado de consumo obligatorio.

Respecto de los obreros los cárteles representan una mayor facilidad de obtener mejores condiciones de trabajo, que los productores están más inclinados a conceder cuando tienen una prosperidad que no da la libre concurrencia. Por otra parte es evidente que la relación que el cártel establece entre los patronos conduce a una mayor uniformidad en los salarios y en la ocupación de obreros.

Por eso no es raro ya que las organizaciones obreras vean con simpatía los cárteles y lleguen a establecer con ellos lazos más estrechos porque, al fin, de la cordialidad de relaciones entre ambas fuerzas, a base de una justa relación de los precios de venta con los salarios, depende la prosperidad económica que patronos y obreros necesitan para vivir. No se llegará por este solo medio a la paz social (desde luego que no), pero en el campo económico mundial se dibuja ya claramente la nueva tendencia de la lucha en común de empresarios y obreros contra el consumidor que hasta ahora ha presenciado alegremente la lucha de los productores entre sí o contra los obreros.

En el estatuto, a estos efectos que la sindicación legal ha de producir por lo que tiene de cártel, hay que agregar el papel que el Estado se reserva para conciliar preceptivamente los intereses encontrados de obreros y patronos encauzándolos al bien público, que es su misión procurar.

La influencia que el cártel ejerce en cuanto al progreso técnico de las empresas ya ha sido someramente indicada y rechazada la acusación de protector de los débiles y de los perezosos. Lejos de acompasar su ritmo en la marcha al paso de los débiles, los cárteles provocan siempre la formación de grandes explotaciones, creadas por fusión o por combinación, es decir, fundiendo varias empresas de la misma naturaleza en una grande, ya sea con la unión de varias, ya con la absorción de las pequeñas por las grandes, o reuniendo en una empresa de mayor magnitud varias dedicadas a diversos estados de la producción dependientes unos de otros.

Las fusiones han hecho posible, sin luchas largas y ruinosas, como ocurriría en el campo de la libre concurrencia, la supresión de las minas pequeñas para proporcionar a otra grande mayor participación en el reparto del sindicato, una explotación más económica, todas las variedades de carbón o para redondear su campo de explotación contribuyendo de esta manera el cártel a facilitar el tránsito a un grado más elevado de progreso económico.

Pero todavía tiene mayor importancia en el orden económico la combinación de empresas, estimulada desde que la *cartelación* de primeras materias les hizo ver, por el alza del precio de éstas que el cártel causó, la conveniencia de producir por sí mismas las primeras materias que antes del cártel encontraban a precio aceptable.

Así nacieron las entidades metalúrgicas, ferrocarrileras, etcétera, que se procuraron la anexión de explotaciones de carbón, y la multitud de grandes sociedades que abarcan diversos estados de producción enlazada que antes eran objeto de empresas independientes, suprimiendo, con ventaja para el resultado final, los beneficios de obtención de los productos intermedios que esas empresas aisladas debían percibir, los del comerciante que se intercalaba en la venta de cada uno de ellos y aminorando los gastos de transporte.

Tan importante es la tendencia actual hacia las grandes empresas combinadas propiamente dichas o a la coordinación de fabricaciones de posible enlace, que hasta hay quien piensa en la posibilidad de que estas agrupaciones hagan innecesaria la formación de cárteles.

Entre nosotros existen empresas de combinación que nacieron sin el estímulo del cártel de primeras materias, unas veces (remontándonos al origen de nuestra siderurgia) espontáneamente, como consecuencia lógica de las riquezas naturales de que se dis-

ponía (mineral de hierro y carbón), y otras (anexiones recientes de minas por industrias siderúrgicas, metalúrgicas y fábricas de gas del alumbrado) como resultado de un estudio que las circunstancias de la vida industrial (guerras, huelgas, imposición de consumo obligatorio de carbón nacional, etc.), hicieron ver conveniente a las fábricas.

Esta combinación de empresas productoras y consumidoras de carbón, ya establecida con alguna importancia, ¿puede ser una solución al problema carbonero de Asturias si se estimula hasta generalizarla?

Nos atrevemos a afirmar que esto no resolvería el problema de manera total y permanente porque las industrias combinadas no guardan la debida proporción y producen un sobrante de combustible que debe colocarse en el mercado que las minas independientes abastecen, o producen variedades inadecuadas al consumo propio que es forzoso vender; porque en épocas de gran depresión las fábricas combinadas encuentran más barato el combustible en el mercado libre o extranjero y, finalmente, porque las minas no tienen la flexibilidad de producción que se necesitaría para acomodarse a las fluctuaciones en el consumo de carbón que las industrias transformadoras con ellas enlazadas sufren como consecuencia de la variabilidad en la salida de sus productos y por lo tanto en la intensidad de la fabricación.

A nuestro juicio la combinación de empresas carboneras con fábricas consumidoras de carbón, no resuelve total y permanentemente la crisis de nuestra industria hullera, pero juzgamos indispensable favorecer por todos los medios esta clase de combinaciones que representan una ayuda de importancia para la estabilidad y regularidad de las explotaciones que entren en la combinación

El punto que ahora tocamos es tan sugeridor de ideas que sentimos tener que volver, para no exceder los límites que corresponden a este trabajo, a nuestro interrumpido camino y examinar si el estatuto puede provocar las fusiones y combinaciones de empresas que el cártel provoca.

Sus efectos en este sentido, como en todos los anteriormente analizados, se ven mermados por lo que le falta al estatuto para ser cártel. Si el dominio del mercado nacional fuera suyo (supresión o limitación de la importación y adscripción de todas las industrias al consumo obligatorio) los efectos serían idénticos a los del cártel; pero no siendo suyo, el estatuto se propone obtener los mismos efectos con la acción tutelar del Estado, favoreciendo

las fusiones de empresas con la formación de cotos de explotación mediante ciertos estímulos y las combinaciones con el reconocimiento de industrias anexas o afectas a las minas a las que se reserva trato de favor. Ni uno ni otro medio, sobre todo el último, subsanan, a nuestro juicio, la falta de dominio del mercado nacional que un cártel lleva consigo.

Cuestión de suma importancia relacionada con el aspecto que examinamos es la que se refiere a la racionalización de la explotación en su conjunto (no dentro de cada empresa donde ya la iniciativa particular hace lo que puede) que solamente podría ser abordada dentro de un verdadero cártel de bastante poder para acometer el empeño en el orden de la explotación, en el de la Administración y en el comercial, logrando por el lado del coste todas las ventajas que son inherentes al sistema y que entre nosotros hacen más indispensables las bajas posibilidades de la productividad natural de los yacimientos en cuanto a permisión de los elevados costos de la mano de obra, materiales y consumos de todas clases, que ya son imposiciones ineludibles que el minero ha de soportar resignadamente.

El estatuto, producto de minucioso estudio del problema huilero y cantera de la que se pueden extraer sillares para cimentar muchas edificaciones, no podía omitir el tratar de extremo tan importante y, en efecto, lo encontramos bajo la apariencia de la formación de cotos de explotación ventajosa con la que pretende hacer una nueva estructuración de la propiedad minera con miras a la explotación económica y racional de los yacimientos, si bien se intenta con la débil eficacia que tiene el esperar todo de la espontánea decisión de los concesionarios a los cuales se promete, sin embargo, para estimularlos, auxilios no despreciables.

Cuán lejos estamos de llegar a un cártel que aborde esa racionalización lo dice claramente el hecho de no haber logrado, en tantos años de convivencia en un sindicato oficial, desvanecer los egoísmos, cuando no son simplemente celos aldeanos, que impiden la formación de un verdadero cártel de ventas.

Examinemos ahora la influencia que el cártel ejerce sobre los compradores. Deriva evidentemente de los efectos que produce sobre los asociados mismos con la tendencia a aumentar sus beneficios y a disminuir el riesgo del capital.

El cártel tiende a la uniformidad de los precios y de las salidas del producto sobre todo en la industria carbonera en la que las interrupciones en la regularidad de la explotación son desastrosas. Ni exagera el alza de precios en épocas favorables, como

hace la industria independiente, ni los rebaja con exceso en períodos de depresión.

Aparte la creación de nuevas empresas que la elevación exagerada de precios provocaría, no se llega nunca en un cártel a producir, como en los acaparamientos, una escasez de mercancía que haga mantener los precios altos, y por otra parte la necesidad de dar salida, cuando se trata de carbón, a un producto que si se apila desmerece en la calidad y embaraza la marcha regular de la explotación, obliga a contrarrestar la exageración.

Es indudable que el comprador adquiere el producto más caro cuando existe cártel, carestía que llega íntegra al público consumidor, y cuando se trata de materias, como el carbón, que todos consumimos, produce ambiente general de hostilidad al cártel; pero disfruta en cambio la ventaja de la uniformidad de precio en todo tiempo.

Esta elevación del precio si se trata de industrias consumidoras de carbón (mucho más si un amplio arancel las protege) no constituye perjuicio porque a todas coloca el cártel, si exceptuamos las empresas de combinación con minas, en las mismas condiciones para la compra del combustible, sin que por este concepto resulten desniveladas en la competencia que después han de sostener en el mercado para la colocación de los artículos que fabrican.

Además el cártel provoca la unión de los transformadores que le compran los productos como primera materia, *cartelándose* ellos mismos para la adquisición, al menos, de ésta, lo que siempre da lugar a luchas encarnizadas con aquél, que suelen terminar con una alianza de ambos cárteles con obligación recíproca de exclusiva comercial y a veces con una fijación común de precios.

De los cárteles con una organización apropiada y una exacta comprensión de la tarea que les incumbe no hay que temer perjuicios para las industrias que aquéllos surten.

¿Cuáles son los efectos del Estatuto en este aspecto?

Serían idénticos si la sindicación legal del estatuto ejerciera un poder de monopolio. Aun sin ejercerlo, el Estado se ha preocupado tanto del consumidor que se reserva la misión de regular los precios atendiendo a factores independientes de los que mandan en cárteles libres y en la libre concurrencia. Aquéllos acomodan la producción a la demanda, pero no los precios, y mientras que la libre concurrencia, por el contrario, adapta los precios y no la producción. En el estatuto, el Estado, desentendiéndose de seguir estas reglas consagradas en la vida de las organizaciones



económicas, pretende tener en cuenta esos factores y todas las circunstancias de los productores y consumidores de carbón, para remediar a aquéllos la grave crisis que padecen y no herir a éstos en su normal desarrollo, dictando lo que llama el precio justo, sin que le arredren las dificultades del empeño.

Para ello, aun reconociendo la necesidad de un precio remunerador para el minero, ha puesto el más extremado celo en favor de la industria consumidora a cuya situación atempera en definitiva el precio que señala, compensando a los productores, si fuere preciso, a cargo de la Caja de Combustibles y establece la nivelación de condiciones de las industrias obligadas al consumo de carbón nacional señalando a cada una las cantidades de este consumo según las circunstancias de protección, naturaleza y situación que en cada una concurren. No se produce, pues, desigualdad entre las industrias por la obligación de consumir carbón nacional y sus productos concurren en pie de igualdad al mercado nacional, que es el que exclusivamente abastecen.

Consecuencia práctica de esa política de precios orientada en favor del consumidor es que los productores de carbón, que jamás recibieron compensación de la Caja de Combustibles, se ven constreñidos a no elevarlos en épocas en que la competencia extranjera lo consiente, como ha ocurrido durante la última huelga inglesa y durante todo el largo período actual de depreciación de la peseta, resultando ampliamente beneficiados los consumidores toda vez que si soportaron en otras épocas precios algo más elevados que los de la importación sólo fué en cuantía y por tiempo mucho menores que lo que correspondería a las épocas de posible elevación de precios. En este concepto el estatuto viene a ser en la práctica un cártel contra los cartelados, a quienes no sirven alegaciones incontestables ante el Gobierno, demostrativas de la elevación del coste de explotación por causas ajenas a su voluntad, para lograr la aplicación de un precepto de la ley que debería ponerse en vigor automáticamente para restablecer el desnivel del coste con el precio de venta. ¡Hasta ese extremo cuida el Estado de evitar abusos contra los consumidores sin reparar en las consecuencias desastrosas en que pone a las explotaciones el no vender a precio remunerador!

No cabe que tratemos un efecto interesantísimo de los cárteles: la situación que crean a los compradores del país con el *dumping* que ejercen en los mercados extranjeros, porque, desgraciadamente, nuestra industria carbonera no puede ir a ejercerlo en ningún mercado extranjero, al que tampoco van a sostener com-

petencia, frente a productos iguales extraños, los que en nuestra patria claman más contra la imposición del consumo obligatorio de carbón nacional.

Queda por examinar la influencia que el cártel ejerce en el comercio. El comerciante, encargado de poner en manos del consumidor la mercancía, se esfuerza en obtener el mayor beneficio de su negocio de especulación aprovechándose de la dispersión de los productores para avivar entre ellos la competencia y bajar los precios llevándose las ventajas de las épocas favorables, que nunca llegaron a los productores hasta que, organizados en cártel, tuvieron en su mano, quitándosela a los comerciantes, la facultad de adaptar la oferta a la demanda.

Cuanto menor sea la competencia de los productores extranjeros o nacionales no cartelados, tanto mayor será la dependencia que el cártel imponga al comercio. La tendencia general de aquél es a la organización del comercio al por mayor provocando su cartelación a base de imponerle la exclusividad comercial con él.

Con el cártel los comerciantes sufren limitaciones en su facultad de señalar plazos de entrega, precios, condiciones de pago, etcétera, y cuando no se resignan a pasar por este cercenamiento surge el cártel de los comerciantes y la lucha violenta con él de los productores empleando como principales armas la exclusividad de comercio que exigen al comprador y la concesión de rebajas privilegiadas que unos y otros le ofrecen.

Toda la lucha entre ambas sindicaciones se reduce, por parte de los productores, a evitar que la ganancia se la lleve preferentemente el comercio, a quien pretenden sujetar por todos los medios apelando a la fijación de precios de venta, a la venta directa a los detallistas o al consumidor, impidiendo siempre que la especulación del comercio produzca un alza desproporcionada de los precios y evitando que una restricción o limitación del consumo, traiga una mala situación.

Casi siempre estas luchas terminan en un perfecto acuerdo entre los cárteles de productores y comerciantes con ventajas económicas de importancia para ambos. Estas estrechas relaciones no se producen nunca cuando los comerciantes al por mayor venden otros carbones de procedencia extranjera o extraña al sindicato de productores, pero cuando no concurren estas circunstancias el cártel de comerciantes llega a monopolizar la venta del carbón.

El comercio al pormenor, o detallista, defiende también su posición, frente al productor y el comercio mayorista, organi-

zándose en cárteles de precio, que hacen llegar hasta el último consumidor la presión económica que reciben de aquéllos, y en uniones de compra para tener las ventajas de la adquisición en común y la economía de transportes y de sitio para almacén. Son organizaciones contra los productores o los comerciantes al por mayor, nacidas, como las de éstos, bajo la influencia o por efecto de los cárteles de productores.

Veamos bajo este aspecto el Estatuto.

Mucho antes de que éste tuviera realidad en la "Gaceta", en cuanto fué conocido el proyecto en lo que concierne a la sindicación de los mineros, los intermediarios y almacenistas de carbón, previendo que el estatuto llevaba en sí el designio de suprimir su función comercial, iniciaron campaña para evitar que lo que se pretendía establecer en el nuevo régimen se hiciera con tendencia a anular su papel de transmisores del carbón al que lo quema.

Concedían demasiada importancia a los efectos del estatuto en este sentido. Nunca podría una sindicación nacida por imperio de la ley y a despecho de algunos productores fundir a éstos en un mismo designio de ir directamente a colocar el combustible en las manos de todos los consumidores. Eso puede hacerlo un cártel estableciendo una organización comercial de ventas que sirva a la colectividad, pero donde la unión la impone la ley y falta la coincidencia de propósitos en los asociados, más atentos en todo momento a satisfacer por todos los medios la suprema necesidad de dar salida a productos que embarazan, si se apilan, la marcha regular de la explotación, no pueden esperarse los efectos que hemos reconocido a los cárteles, sobre todo cuando el sindicato no tiene a su cargo la colocación de toda la producción.

Sin embargo, los más importantes comerciantes en carbón de España, aunque conocedores de la impotencia del sindicato de productores para imponer condiciones que cercenaran sus facultades, sintieron la conveniencia de entenderse con éstos previa una sindicación suya a base de monopolizar la venta del combustible mediante la exclusiva de comercio que pactaran con los mineros y la concesión por el Gobierno de no permitir más revendedores que los sindicados.

He ahí, pues, los mismos efectos que atribuimos al cártel; pero a ese acuerdo no les empujaba la eficiencia del sindicato de productores en lo que tiene de cártel sino el temor a la fiscalización oficial, al control que el Estado se reserva hacer en el negocio de

especulación de los vendedores con objeto de evitar que a través de los intermediarios queden incumplidos los preceptos del consumo obligatorio de carbón nacional. A ese acuerdo iban además los comerciantes acuciados por el afán de aprovechar la coyuntura para lograr un monopolio de reventa que tantos beneficios podría reportarles.

En las gestiones para esa inteligencia han ido los productores sometidos a los comerciantes, lo contrario de lo que sucedería en un verdadero cártel, y esto por la razón antes indicada y porque los mineros no son dueños del mercado mientras los intermediarios puedan aprovisionarse en el extranjero. Por eso el acuerdo, que afecta a las más importantes plazas consumidoras del litoral, refleja en su origen la situación de inferioridad en que los mineros fueron al pacto, teniendo que pasar por concesiones contrarias a sus derechos que el tiempo ha ido rectificando, aunque queda mucho que lograr ya que hasta ahora apenas si se ha conseguido más que aumentar el consumo de carbón nacional a costa del carbón extranjero y una pequeña gradual mejora de los precios, ínfima parte de la que la sindicación proporcionó a los vendedores.

Analizados los efectos de la organización comercial del Estatuto comparativamente con los que produciría la de un verdadero cártel, llega ahora el momento de recoger la pregunta que hemos formulado al comienzo de este análisis para contestarla diciendo que la sindicación del estatuto, que por su esencia no es un cártel aunque en el aspecto industrial y comercial tiene puntos de coincidencia con él, no puede producir los mismos efectos.

En lo relativo a restricciones o limitaciones de la libertad de los mineros es más eficaz que en lo concerniente a monopolio del producto o imposición del carbón nacional a los consumidores, lo cual explica la resistencia que las empresas opusieron a ingresar en un régimen en el que iban a perder su libertad sin encontrar compensación en la seguridad de colocar sus carbones a precio remunerador.

A través de la exposición que hemos hecho se ha visto lo que el Estatuto significa en orden a la organización de la industria hullero-metalúrgica asturiana, concebida desde su origen a base de empresas de combinación de minas y fábricas en grado desproporcionado, sin que ello represente la solución del problema carbonero aunque sí la conveniencia de fomentar esa forma de empresa.

Hemos señalado los efectos de la sindicación del Estatuto y

lo que le falta para ser cártel porque entendemos que solamente dándole la condición de un verdadero cártel (no insistimos ahora en las dificultades que para lograrlo hay que vencer) puede resolver el problema que desde hace muchos años, y ahora más que nunca, preocupa a Asturias por las consecuencias, que alcanzan a todos, de la grave crisis que padecemos, cuyas causas circunstanciales debidas al apagamiento de la actividad industrial del país, que solo puede remediarse avivándola, estimulándola con medidas de buena política general económica, no entran en cuenta, por no salirnos del marco en que encuadramos el estudio, en las consideraciones que estamos haciendo.

Creemos haberlo indicado, pero quede aquí consignado con toda claridad que a nuestro juicio el problema hullero no tiene solución (y llamamos solución dar a la industria hullera suficiente vitalidad para atravesar, sin ponerse en trance de muerte, las periódicas depresiones económicas que inevitablemente se producen) más que acometiendo solidariamente la obra de la racionalización de la explotación en su conjunto, para tener las ventajas que esto traería por el lado del coste, y de la organización comercial absoluta, para tener las derivadas del precio de venta, en un verdadero cártel cuya realización nos parece hoy un sueño.

Y sin embargo los acontecimientos nos empujan irremisiblemente hacia la realización de ese cártel en el aspecto comercial, primera etapa de la realización completa, si aspiramos a lograr la eficacia completa de la protección oficial en los suministros de consumo obligatorio y a conseguir todas las ventajas que la importación extranjera permita en los de consumo libre, conclusión que sentamos, creyéndola incontestable, como fruto de la experiencia adquirida en el quinquenio vivido en el seno de la sindicación oficial impuesta por el estatuto.

No es un verdadero cártel lo que tenemos en el estatuto.

Lo que a la sindicación legal le falta para ser verdadero cártel pretende dárselo el Estado con su apoyo, principalmente con el consumo obligatorio de carbón nacional. Su eficacia está, por consiguiente, a merced de lo que el Gobierno haga respecto al exacto cumplimiento de esta obligación, para lo cual tiene la debida representación en los organismos creados.

Y lo que haga debe ir encaminado a lograr el ensanche del mercado, hasta asegurar salida a toda la producción española, con aquellas medidas que sean indispensables para adaptarse a las necesidades nacionales.

¿Cómo ha de lograrse esto?

Restringiendo directamente la entrada del carbón extranjero por medio de un arancel protector o de permisos de importación con arreglo a contingentes variables periódicamente en relación con la producción y consumo nacionales, se obtendría del modo más rápido y seguro.

Ampliando la obligación del consumo de carbón nacional e interviniendo la representación del Gobierno con una sabia, enérgica y continuada acción, más real que burócrata, para el cumplimiento de esa obligación por todos los consumidores, se lograría indirectamente, aunque por modo más difícil y más lento, casi el mismo resultado que se obtendría con medidas de restricción directa a la entrada del carbón extranjero.

Y como todo ha de decirse, si queremos conservar la ecuanimidad con que hemos querido tratar puntos delicados del tema elegido, para adelantarnos a contestar las imputaciones que se nos hagan por nuestra condición de productor de carbón, digamos que si omitimos el consignar que deseamos la misma acción del Estado en orden a los productores no es porque de intento la eliminemos para librarnos de ella, sino porque ésto, que está en la ley y es esencial cumplir, no afecta al asunto que estamos considerando.

¿Qué se ha hecho hasta ahora en lo que se refiere a esa intervención sabia, enérgica y continuada y cómo la han secundado los mineros con la colaboración que precisa?

Permitásenos dejar la pregunta sin contestación. Con lo que ya hemos dicho y con los complementos mentales que surgen cuando no nos atrevimos a decirlo todo, no necesitamos dar una respuesta que seguramente ha recibido ya la pregunta.

Quede esa inédita contestación como remate de este estudio que, siendo mío, no puede tener otro mérito, si alguno tiene, que el de la franca sinceridad con que dentro de mis medios he querido tratar el tema, pero no sin rendir antes merecido tributo de gratitud al ministro perspicaz y previsor que llevó a la *Gaceta* con el Real Decreto de Febrero de 1926, el principio del consumo obligatorio de carbón nacional, resolución que entonces asustó a los espíritus de estrecho criterio aferrados a los principios tradicionales de la ciencia económica, para ellos inmutables, y que más tarde, al copiarla en esencia allende el pirineo, otros gobernantes, dieron buena prueba de la clarividente visión del gobernante español que por modo original abordó la resolución de un problema que nadie hasta él intentó resolver de veras.

Asusta pensar lo que sería de Asturias si esta salvadora dis-

posición ministerial no estuviera en la "Gaceta" porque (digámoslo con toda claridad) con ella no está resuelto el problema hasta ahora, pero sin ella habría sobrevenido la ruina cierta de la industria en que se basa la prosperidad de Asturias y la vida misma de España.

---

# INDICE

---

## PÁGINAS

---

|                                                                                                                                                                                                             |   |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---|
| Discurso pronunciado por el Presidente de la Agrupación de Ingenieros de Minas del Noroeste de España, en la sesión de apertura del II Congreso técnico celebrado en Oviedo el 4 de diciembre de 1932... .. | 3 |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---|

### Geología pura y aplicada

|                                                                                                        |    |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| EUGENIO CUETO.....—Los principios fundamentales de la Orogenia... ..                                   | 9  |
| EMILIO CORUJEDO.....—La geología de la cuenca del río Tuiza y sus reservas de energía hidráulica... .. | 31 |
| IGNACIO PATAC.....—Estudio del sondeo de Pinzales.                                                     | 49 |
| RICARDO MADARIAGA.....—Estudio de estratigrafía de la cuenca carbonífera central de Asturias... ..     | 53 |
| IGNACIO PATAC.....—La cuenca carbonífera de Gijón                                                      | 73 |

### Laboreo de minas y legislación minera

|                                                                                       |     |
|---------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| PEDRO LAINE.....—Atmósfera de la mina... ..                                           | 87  |
| PEDRO LAINE.....—Pega eléctrica. Determinación de la potencia de los explosores... .. | 125 |



|                       |                                                                                      |     |
|-----------------------|--------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| RAMON RUBIO.....      | —Relleno de explotaciones y altura de sus tajos en la cuenca de Langreo... ..        | 145 |
| ANTONIO CASTELLS..... | —Perforación rápida de túneles.                                                      | 171 |
| JOSE RIVAS.....       | —Memoria descriptiva del Pozo “Mosquitera”... ..                                     | 203 |
| JOSE RIVAS.....       | —Vocabulario de la minería en los concejos de Langreo y Siero... ..                  | 247 |
| RAFAEL DEL RIEGO..... | —Arranque mecánico. Notas sobre el gasto de sostenimiento del martillo picador... .. | 271 |
| CELSO R. ARANGO.....  | —Algunas notas sobre la legislación minera vigente en España... ..                   | 281 |

**Preparación mecánica de los carbones**

|                       |                                                                             |     |
|-----------------------|-----------------------------------------------------------------------------|-----|
| RAFAEL DEL RIEGO..... | —Notas sobre la depuración de aguas residuales del lavado de carbones... .. | 289 |
|-----------------------|-----------------------------------------------------------------------------|-----|

**Apilaje, cargue y embarque de carbones**

|                      |                                                                        |     |
|----------------------|------------------------------------------------------------------------|-----|
| ANGEL R. TEJADA..... | —Instalación de apile y cargue de carbones en bocamina... ..           | 325 |
| GUMERSINDO JUNQUERA. | —Dotación de los puertos asturianos para el embarque de carbones... .. | 365 |

**Metalurgia**

|                       |                                                                                     |     |
|-----------------------|-------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| JUAN SAN PEDRO.....   | —Revalorización de los menudos... ..                                                | 403 |
| FERNANDO DIAZ-CANEJA. | —Formación y efectos de los cianuros alcalinos en los hornos altos... ..            | 429 |
| SECUNDINO FELGUEROSO  | —Estudio sobre la economía de combustible en una fábrica siderúrgica española... .. | 451 |

**Economía industrial-minera**

EUSTAQUIO F. MIRANDA.—Las modernas tendencias a  
la sindicación o combinación  
de industrias... .. 483

FIN