PRZEGLĄD GÓRNICZO-HUTNICZY

CZASOPISMO, POŚWIĘCONE SPRAWOM PRZEMYSŁU GÓRNICZEGO I HUTNICZEGO.

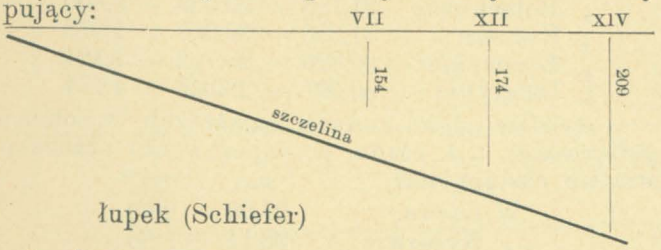
№ 14 (44). Dąbrowa, dnia 15 lipca 1905 r. Tom II.

Porównanie salin galicyjskich z saliną w Nauheim.*)

Wobec olbrzymiego światowego rozgłosu, który zyskało sobie Bad Nauheim (tego samego nazwiska miejscowość Nauheim jest w wielkiem księstwie Hessen obok Gros-Gerau), jako uzdrowisko, stanęła salina Nauheimska tak bardzo w cieniu, że nikt z przyjezdnych wcale się nią nie interesuje. Wiele kosztowało mię czasu i nie mało zapytań, zanim mi wskazano tutejszy zarząd salinarny, którego przełożonym jest radca górniczy Heuschel. Opodal nowego miasta, gdzie piętrzą się wspaniałe wille, raczej plejada pałaców, z największym przepychem urządzonych, idzie się wązką drożyną obok studni Karola ku zbiorowisku nizkich, odrapanych, starych, murowanych budynków, i to jest salina w Nauheim. Radca Heuschel przyjął mnie bardzo uprzejmie; widocznie nikt z gości tu mu się zbytnio nie naprzykrza, bo chętnie sam udzielił mi wyjaśnień, a następnie polecił hutmistrzowi oprowadzenie mnie po całej salinie.

Solanka, która służy tu do wyrobu soli, ma, risum teneatis, wobec stosunków galicyjskich 3% NaCl.

Solanki tej dostarczają trzy otwory wiertnicze № VII, № XII i № XIV. Pierwszy z nich, wywiercony pomiędzy rokiem 1839 i 1841, zwany „wielkiem źródłem“ (Grosser Sprudel), ma 154 *m*, drugi 174 *m* a trzeci 209 *m* głębokości. Przekrój pokładów geologicznych, które przebijają otwory wiertnicze, jest w głównych zarysach następujący:



Źródło XII, zwane źródłem Fryderyka Wilhelma, wywiercone między rokiem 1852 i 1855, posiada wydajność na dobę około 1200 m^3, a źródło VII i XIV razem około 1500 m^3. Najwięcej gazu węglowego utajonego ma źródło VII, z największą siłą tryska źródło XII, najmłodsze i najgłębsze jest źródło XIV.

Otwór wiertniczy XIV, zwany źródłem Ernesta Ludwika, a wywiercony w roku 1900, wykonany został dopiero przed czterema laty, t. j. gdy przypływy źródła VII i XII zaczęły cokolwiek słabnąć. Rezultat nie okazał się tak świetny, jak przypuszczano. Źródło XIV razem z poprzedniemi dało wprawdzie większy nieco przypływ, osłabiło jednak równocześnie dopływy źródeł VII i XII, z czego wnioskować można, że dalsze bicie otworów wiertniczych dla osiągnięcia większego dopływu chybiłoby zupełnie celu. Wszystkie otwory wiertnicze zarurowane są miedzianemi rurami, które rozpoczynają się od średnicy 16 *mm*, a kończą średnicą 12 *mm*. Każdy z otworów sięga tylko do podkładu szczeliny, t. j. do łupku, w którym „niema co szukać“. Wiercenia w samym łupku, wykonane na głębokości kilkudziesięciu metrów, nie dały wcale żadnych rezultatów. Solanka mocą zawartego gazu węglowego tryska z siłą z otworów; najsilniej wydobywa się ze źródła XII, które w czasie pogody, gdy jest całym otworem puszczone, dochodzi wysokości wieżyczki nad łazienkami № VII, t. j. 8—10 *m*.

Źródła zaopatrują rozumie się przedewszystkiem kąpiele, bo z nich też ma wielkie księstwo Heskie dochodów najwięcej i dopiero ta ilość solanki, która po za kąpielami zostaje, sprowadzaną bywa kanałem odkrytym do wielkiego zbiornika betonowego w pobliżu łaźni, z którego pompuje się ją rurami na tężnie (Gradirwerke).

Do tego pompowania solanki na tężnie służy wielkie koło wodne, poruszane z góry ze środka wodą rzeczki Uzy, nad którą leży Bad Nauheim. a ze spodu wodą, płynącą kanałem od łazienek, t. j. tą, która już do kąpieli użyta została. Solanka po przejściu 6 tężni ma zawartość soli około 25% i taka dopiero wprowadzaną bywa do panwi warzelnianej. Z powodu, że w rurach (tak samo jak pod tężniami) osadza się bardzo prędko „Sprudelstein“, który otwór przepływowy zmniejsza, jest nie tylko rozmiar średnicy rur bardzo znaczny, 200—300 *mm*, ale są nawet nieodzowne rurociągi podwójne, gdyż do połowy sezonu letniego jeden z rurociągów tak bywa zatkany osadem, że zupełnie nie przepuszcza solanki. Rurociąg jest przeważnie mufowy, uszczel-

*) Przedruk zastrzeżony.

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

niony klinami z drzewa miękkiego. Z powodu, że tężnie w zimie, t. j. w czasie mrozów, nie mogą być czynne, salina jest w ruchu tylko od marca do listopada; w porze zimowej personel robotniczy wykonuje reparacye i oczyszcza kilkaset metrów długiego rurociągu. Wskutek tego, że ze źródeł w zimie mało kto korzysta i że salina również nie jest w ruchu, codziennie wypływa kilka tysięcy hektolitrów tak znakomitego do kąpieli krzepiących nerwy i serca materyału w świat bez użytku i niema na to rady! Ażeby choć przynajmniej tak znaczną zawartość gazu węglowego w solance wyzyskać, potworzyły się tu osobne zakłady, które gaz chwytają do odpowiednio uszczelnionych butelek i rozsyłają w świat.

Solanka, przeznaczona w warzelni do użytku, wprowadzaną bywa do panwi z zawartością 25 — 26%. Panwie mają 100 m^2 a nawet 120 m^2 powierzchni i zrobione są z blachy żelaznej 5 — 7 *mm* grubej. Przestrzeń pomiędzy murami, podtrzymującymi panwie, rozdzielona jest ścianą na dwie połowy, z których każda ma swoje ogniska, opalane gruboziarnistym węglem kamiennym.

Wywarzanie soli ziarnistej (Blanksalz) trwa przez 5 dni, a obsługuje całą panew jeden tylko robotnik. W dniu pierwszym pali się pod panwią mocno i gotuje silnie, ażeby zwiększyć zawartość solanki aż do 27%, w dniu następnym przygasza się płomień i zostawia surowicę w spokoju, ażeby sól osadzała się, w dniu trzecim ściąga się grubą powłokę z powierzchni płynu, a w następnych dwóch dniach „wysila", czyli wybiera się sól drewnianemi zgrzebłami na brzegi panwi. Sól taka jest gruboziarnista wielkości ziarn gryki i ma od zawartego w solance żelaza odcień czerwonawy. Wybrana sól idzie do izb suszarnianych (Trockenkammer), pod któremi poprowadzone są kanały, osłonięte blachą żelazną, przeprowadzające gorące gazy z pod panwi. Sól tę stawia się w koszach kształtu odwróconych stożków o zawartości około jednej ćwierci. Wysuszona w ten sposób sól zsypuje się do magazynów, gdzie pakowana bywa w woreczki po 25 *kg*. Hutmistrz, któremu opowiadałem, że u nas robi się topki małe jednokilogramowe przez nabijanie soli do form, że te się suszy a potem owija w papier i dopiero wtedy w handel puszcza, nie mógł zrozumieć, po co się to wszystko robi.

„Po co — mówił — wytwór, który do użycia po wyjściu z panwi zupełnie jest przydatny, przerabiać na coś takiego (topkę), z czego musi przez tarcie znowu być zmieniony w stan pierwotny"?

Po pięciodniowem wywarzaniu i wysilaniu solanki na panwi otrzymuje się z jednej panwi około 100 *m* powierzchni 108 *c. m.* soli. To też salina Nauheim, która zatrudnia 4 urzędników i 30 robotników, daje rocznie zaledwie 18000 *c. m.* soli.

Wszystkie 3 źródła, które zasilają salinę, są źródłami termalnemi o średniej temperaturze przeszło 30°C. Najgorętsze jest źródło XII, które posiada naturalną temperaturę 33,5°C, po niem idzie źródło XIV z temperaturą 31,2°C, ostatnie miejsce pod tym względem zajmuje źródło VII, którego ciepłota naturalna wynosi 30,5°C. Pod względem składników chemicznych źródła nauheimskie w porównaniu do ilości i różnorodności składników naszych źródeł solankowych galicyjskich są niezmiernie ubogie! Chcąc je wyrazić w procentach, trzebaby operować bardzo drobnemi liczbami dziesiętnemi i dlatego tamtejszy zarząd salinarny podał mi ich zawartość pro mille. Zawartość chemiczna tych źródeł jest na 1000 litrów następująca:

W źródle VII na 26,35‰ części stałych znajduje się 21,32‰ NaCl i 1,26‰ absorbowanego kwasu węglowego.

W źródle XII na 29,29‰ części stałych znajduje się 29,29‰ chlorku sody i 1,0‰ absorbowanego kwasu węglowego.

W źródle XIV na 29,7‰ części stałych znajduje się 24,0‰ NaCl i 1,19‰ absorbowanego kwasu węglowego. Analizom powyższym przeciwstawmy teraz bogactwo zawartości solanki źródeł solnych w Galicyi wschodniej. Ku celowi temu niech nam posłużą rozbiory chemiczne surowicy, zasilającej saliny, które obecnie są w ruchu, z wyjątkiem nieznanej nam analizy źródeł naturalnych saliny w Dolinie, przed kilku miesiącami dopiero od czasu pożaru wprowadzonej w ruch. Analiza źródeł saliny Dolińskiej, sąsiadującej z saliną w Bolechowie, będzie z pewnością bardzo zbliżoną do wyszczególnionej poniżej analizy solanki Bolechowskiej. Inaczej rzecz się u nas, niż w Nauheim, przedstawia! Nie na tysiąc części, lecz na sto części podawać będziemy zawartość solanki naszych źródeł. Jeden hektolitr solanki zawiera następujące części składowe:

	Części stałych	Chlorku sody	Innych soli
W Łacku . . .	29,637	— 28,770	— 0,867
„ Kossowie .	30,380	— 29,815	— 0,565
„ Stebniku . .	28,500	— 27,504	— 0,993
„ Drohobyczu	31,232	— 30,031	— 1,201
„ Bolechowie	31,788	— 30,988	— 0,800
„ Kałuszu . .	31,280	— 30,207	— 1,073
„ Łanczynie .	30,826	— 29,702	— 1,124
„ Delatynie .	30,097	— 28,923	— 1,174

Analiza części stałych, zawartych w solance galicyjskiej, t. z. osadu, po odparowaniu przedstawia się następująco:

	NaCl	Innych soli
W Łacku. . .	97,08	— 2,92
„ Kossowie .	98,14	— 1,86
„ Stebniku .	96,51	— 3,49
„ Drohobyczu	96,15	— 3,85
„ Bolechowie	97.48	— 2,52
„ Kałuszu . .	96,65	— 3,35
„ Łanczynie .	96,36	— 3,64
„ Delatynie .	96,10	— 3,90

Szczegółową analizę solanki powyższych salin daje nam zestawienie następujące:

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

Salina	Gęstość	Temperatura C°	Składniki w procentach															Reaguje
			$CaSO^4$	$CaCl^2$	$MgSO^4$	K^2SO^4	Na^2SO^4	KCl	NaCl	$MgBr^2$	MgJ^2	$MgCl^2$	$MgCO^3$	$MnCl^2$	$MgCo^3$	$MgH^2(CO^3)^2$	$CaH^2(CO^3)^2$	H^2O	
Łacko	1, 190	19,0	0,469	0,025	—	—	—	0,090	24,176	0, 001	ślady	0,137	0,007	—	—	—	—	75, 095	słabo-alkaliczny
Kossów	1, 195	18,0	0,415	0,019	—	—	—	0,002	24,950	0,0005	—	0,024	—	—	—	ślady	0, 013	74,5765	alkaliczny
Stebnik	1, 185	15,0	0,333	—	—	0,107	0,092	—	23,210	0, 008	—	0,247	—	—	—	0,008	0, 046	75, 949	słabo-alkaliczny
Drohobycz	1, 200	15,0	0,330	—	—	0,111	0,183	—	24,902	0, 006	ślady	0,215	—	—	—	0,006	0, 034	74, 213	alkaliczny
Bolechów	1,2016	20,5	0,398	—	—	0,002	0,187	—	25,789	—	—	0,066	0,013	ślady	—	—	—	73, 545	słabo-alkaliczny
Kałusz	1,2015	16,5	0,347	—	—	0,216	0,015	—	25,141	0, 003	—	0,282	—	—	—	0,005	0,0025	73, 966	słabo-alkaliczny
Łanczyn	1,1955	23,0	0,367	—	—	0,157	0,121	—	24,845	0, 003	ślady	0.282	0,010	—	—	—	—	74, 215	alkaliczny
Delatyn	1,1932	22,0	0,343	—	—	0,244	0,142	—	24,240	0, 001	—	0,243	0,011	ślady	—	—	—	74, 776	słabo-alkaliczny

Szczegółowa analiza części stałych (osadu) po odparowaniu solanki jest następująca:

Salina	Składniki w procentach															Nierozpuszczalna część
	$CaSO^4$	$CaCl^2$	$MgSO^4$	K^2SO^4	Na^2SO^4	KCl	NaCl	$MgBr^2$	MgJ^2	$MgCl^2$	$MgCO^3$	$MnCl^2$	$MnCO^3$	$MgH^2(CO^3)^2$	$CaH^2CO^3)^2$	
Łacko	1,883	0,100	—	—	—	0,362	97,073	0,004	ślady	0,550	0,028	—	—	—	—	—
Kossów	1,632	0,075	—	—	—	0,008	98,138	0,002	nie dające się oznaczyć	0,094	—	—	—	ślady	0,051	bardzo słaby żółto-brunatny osad
Stebnik	1,384	—	—	0,445	0,383	—	96,504	0,033	—	1.027	—	—	—	0,033	0,191	—
Drohobycz	1,280	—	—	0,430	0,710	—	96,568	0,022	ślady	0,834	—	—	—	0,023	0,132	bardzo słaby żółto-brunatny osad
Bolechów	1,505	—	—	0,007	0,707	—	97,482	—	—	0,250	0,049	ślady	—	—	—	—
Kałusz	1,334	—	—	0,830	0,058	—	96,654	0,011	—	1,084	—	—	—	0,019	0,010	—
Łanczyn	1,423	—	—	0,609	0,469	—	96,355	0,012	ślady	1,094	0,038	—	—	—	—	—
Delatyn	1,360	—	—	0,967	0,563	—	96,099	0,004	nie dające się oznaczyć	0,963	0,044	ślady	—	—	—	—

Z powyższych zestawień widzimy, że źródła solankowe w Galicyi pod względem zawartości haloidów, których działanie lecznicze na organizm ludzki w ostatnich czasach szerokie i ze

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

znakomitymi rezultatami znalazło zastosowanie, z nauheimskiemi porównać się nawet nie dadzą. Czemże są tamte, słabiuchne promille wobec naszych procentów. W jednym tylko kierunku solanka w Nauheim prześciga nasze, t. j. pod względem zawartości absorbowanego gazu węglowego. W tem jednak idzie nam przemysł z pomocą. Lwowskiej fabryce przyborów chemicznych „Tlen“ udało się wynaleźć „kamień filozoficzny“ kąpieli nauheimskich, który stosownie do użytej ilości wytwarzanych przez ten zakład tabletek zamienić może naszą kąpiel solankową w nauheimski „Termalsprudel“ lub „Sprudel Strombad“. Wyższości solanki nauheimskiej od naszych pod względem termalnym nie uznaję wcale, bo taką temperaturę 31°C (26—27°R) każdy po zagrzaniu kilku konewek ciepłej wody z łatwością wytworzyć sobie może. Ma ona więc tylko dla urządzających kąpiele znaczenie ekonomiczne, spowodowane mniejszem nieco zużyciem materyału opałowego; terapeutycznego znaczenia dopatrzeć się w niej trudno!

Ci, dla których źródła solanki są niedostępne, mogą je sobie zastąpić rozpuszczeniem w wodzie słodkiej galicyjskiej soli topkowej lub tak zwanego omoku (Pfannenkernsalz), który można nabyć za tańszą cenę.

Analizę omoku podajemy jedną dla wszystkich salin.

Zawartość w procentach:

$NaCl$	—	86,128
$MgSO^4$	—	0,247
K^2SO^4	—	0,009
Na^2SO^4	—	3,075
$MgBr^2$	—	0,001
$MgCl^2$	—	0,031
$MgCO^3$	—	0,010
H^2O	—	2 500
Części nierozpuszczalne	—	0,210
Razem		100,041

kolor—białawoszary
reakcya—słabo alkaliczna

Wobec tego bogactwa zawartości składników chemicznych źródeł galicyjskich jest wprost rzeczą niepojętą, że u nas w malowniczej uroczej okolicy wschodniego Beskidu, gdzie położone są saliny Delatyn, Łanczyn i Kossów, nikt dotychczas nie pomyślał o założeniu choćby jednej jedynej możliwie urządzonej łazienki publicznej. Chcąc być ścisłym w relacyi, nadmienić muszę, że jest przecież jedna łazienka w Delatynie, złożona z 4 kabin, nad strumykiem wody słonej, zwanym Sołoniec. Wybudował ją na własne ryzyko z opiłków drzewnych własnoręcznie Jankiel Parch i musi mieć z tego znaczne dochody, kiedy za wynajęcie gruntu pod taki budynek opłaca gminie 400 koron czynszu rocznego. Śmiech pusty zbiera, gdy się tę brudną, niechlujną kleconkę z nieoczeblowanych tarcic porówna z wspa-

Analiza soli topkowej przedstawia się jak następuje:

Salina	Składniki w procentach													Kolor	Reaguje
	$CaSO^4$	$MgSO^4$	K^2SO^4	Na^2SO^4	KCl	$NaCl$	$MgBr^2$	MgJ^2	$MgCl^2$	$MgCO^2$	$MnCl^2$	$CaCl^2$	H^2O	Nierozpuszczalna część	Razem		
Łacko	1,548	—	—	—	0,048	97,282	0, 001	—	0,109	0,006	—	—	0,320	0,050	100,064	czysto-biały	alkaliczny
Kossów	1,330	—	—	—	ślady	95,639	0,0005	—	0,086	ślady	—	0,105	2,730	0,012	99,945	brudno-biały	słabo-alkaliczny
Drohobycz	1,061	0,207	0,125	0,184	—	98,255	0, 003	—	0,018	0,004	—	—	0,136	0,110	100,103	czysto-biały	alkaliczny
Bolechów	1,251	0,167	0,011	0,355	—	97,811	0, 001	—	0,051	0,018	—	—	0,400	bardzo mało	100,065	biały	słabo-alkaliczny
Łanczyn	0,921	0,430	0,346	0,027	—	96,740	0, 006	ślady	0,270	0,012	—	—	0,960	0,016	99,726	,,	alkaliczny
Delatyn	0,923	0,188	0,479	0,373	—	96,670	0, 001	—	0,285	0,004	—	—	0,875	0,012	99,810	czysto-biały	słabo-alkaliczny
Stebnik	1,819	—	—	—	0,185	96,207	0, 009	—	0,399	—	—	—	1,360	0, 61	100,040	biały	,,
Kałusz	1,560	—	0,073	—	0,077	96,928	0, 004	—	0,479	ślady	—	—	0,608	0,064	99,793	czysto-biały	wyraźnie alkaliczny

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

niałemi łaźniami wielkiego bogatego miasta Nauheim. Szyderczy ten śmiech ustąpi bez wątpienia, gdy przeczyta się historyę powstania kąpieli nauheimskich. Oto przed rokiem 1833 mało kto pewnie wiedział o tem, że jest gdzie na świecie *Marktfleck*, zwany Nauheim, z saliną o małej wytwórczości. W owym to pamiętnym roku przybył pewnego dnia do Nauheim—tak pisze kronika zakładowa—na wizytacyę saliny inspektor salinarny Karol Weiss, któremu towarzyszył starszy dyrektor urzędu podatkowego miasta Kassel, p. Meisterlin.

Pan Meisterlin kazał sobie na salinie urządzić kąpiel i tak się uczuł nią pokrzepiony, że namówił panującego do postawienia pierwszego skromnego z kilkoma tylko łazienkami zakładu kąpielowego. Dziś ma Bad-Nauheim rocznie około 25000 kuracyuszów. Jeżeli każdy z nich zostawia tylko 500 marek rocznie, to wynika z tego dla miasta i kraju dochód 10250000 marek.

Wśród leczących się w Bad-Nauheim znalazłem wielu Polaków z Królestwa Polskiego, Litwy, Księstwa Poznańskiego, Galicyi. Liczbę ich rocznie można bez przesady oznaczyć na 5000. A więc 2500000 marek my sami, mając takie obfite źródła dochodów, dajemy zarabiać Niemcom!

„Wszystko nam dałeś, co dać mogłeś, Panie, lecz wolną wolę musiałeś zostawić!“

Dał Bóg skarby solanki ziemi naszej, dał nam w niej nie tylko przyprawę do potraw, ale i środek wprost cudowny do ratowania zdrowia, a my z niej przecież soli atyckiej wywarzyć nie jesteśmy zdolni i dotychczas niestety żaden się jeszcze polski Meisterlin nie znalazł.

Zdzisław Kamiński.

Tantal metaliczny.

Odkrycie tantalu w roku 1801 zawdzięczamy Hatschettowi, właściwie jednak opisał związki tego metalu i nadał mu nazwę Ekeberg, który odkrył go niezależnie w tantalicie, minerale, znajdującym się w Szwecyi.

Próby otrzymania tantalu w stanie czystym wprawdzie datują się oddawna, lecz dopiero w roku ubiegłym doprowadziły do pożądanego rezultatu. Dla ścisłości historycznej wpomnieć można pierwsze prace Berzeliusa w roku 1824; dalej pracę Rosego, który redukował tantalan sodu zapomocą sodu metalicznego; otrzymany przez niego wytwór zawierał tylko 58,5% tantalu metalicznego. Również Marignac, który próbował redukcyi soli podwójnej fluorku tantalu i potasu zapomocą glinu metalicznego, otrzymał związek Ta_2Al_3. Wreszcie Moissan w roku 1902 otrzymał w piecu elektrycznym tantal przez redukcyę kwasu tantalowego zapomocą węgla. Metal zawierał 0,5%C., co wskazuje silną domieszkę węgliku tantalowego, wobec wysokiej wagi atomowej=183; to też preparat, otrzymany przez Moissana, był twardszy od szkła i bardzo kruchy.

Pomyślnym rezultatem uwieńczona została praca d-ra W. Boltona, który badania swoje przeprowadził w laboratoryum fabryki Siemensa i Halskego w Charlottenburgu dla celów czysto praktycznych; to też szczegóły trzymane są w ścisłej tajemnicy i podany został bieg reakcyi tylko w najogólniejszych zarysach. Do odtrzymania tantalu w stanie czystym użyć można dwóch sposobów z równie dobrym skutkiem: 1) można redukować tlenki tego metalu w lampie żarowej w próżni, 2) można metal surowy, otrzymany przez redukcyę tantalanów zapomocą sodu (metoda Rosego), dalej rafinować zapomocą prądu elektrycznego w próżni.

Sposób pierwszy polega na tem, że z tlenków tantalu formujemy cienkie nici, które wtapiamy wewnątrz gruszki lampy żarowej, a następnie po wypompowaniu powietrza przepuszczamy prąd elektryczny, z początku słaby, następnie coraz silniejszy. W czasie przebiegu prądu elektrycznego obserwujemy silne wydzielanie gazu z włókien; gaz ten stanowi czysty tlen; chcąc tedy uniknąć reoksydacyi, należy ten tlen stopniowo wypompowywać, wzmacniając jednocześnie prąd. Gdy żarzenie dojdzie do białości, zauważymy, że niektóre punkty włókna świecą nadzwyczaj mocno; stopniowo punkty te zlewają się ze sobą, tworząc jednolicie świecącą linię; wówczas reakcya jest ukończona, trwa to jednak parę godzin. Drut tantalowy, otrzymany w ten sposób, przedstawia metal barwy szarej równie giętki, jak drut miedziany. Sposób ten, teoretycznie prosty, tak jest kosztowny, że nie pozwala na otrzymanie większej ilości metalu.

Doniosłość praktyczną posiada sposób drugi, polegający na redukcyi soli tantalowych zapomocą sodu metalicznego i na rafinowaniu surowego produktu, otrzymanego w stanie proszku. Na tej drodze autor doszedł do preparatu, który zawiera 99% tantalu metalicznego; nie podaje jednak prawie żadnych szczegółów w swem sprawozdaniu, dotyczących samego procesu.

Własności tantalu metalicznego:

1. Punkt topliwości leży między 2250 a 2300°C.

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

2. Ciepło właściwe=0,0365, ciepło atomowe AW=6,64, a zatem tantal podlega prawu Dulonga i Petita.

3. Ciężar właściwy=16,5.

4. Stanowisko tantalu w szeregu metalów: tantal jest bardziej odjemny, niż platyna, i bardziej dodatni, niż srebro.

5. Wytrzymałość na rozerwanie. Drut tantalowy wytrzymuje 93 *kg* na 1 mm^2; wytrzymałość wzrasta w miarę zmniejszenia przekroju i dla średnicy drutu=0,05 *mm* wynosi 150 do 160 *kg*, a zatem znacznie przewyższa wytrzymałość stali.

6. Rozciągliwość podczas rozrywania jest bardzo nieznaczna i nie przenosi 1% do 2%.

7. Kowalność. Kawałek tantalu pod młotem kowalskim daje się rozkuć w blachę, która przez kilkakrotne ogrzanie i przekucie pod młotem dochodzi prawie do twardości dyamentu. Blachę taką usiłowano przedziurawić zapomocą świdra dyamentowego: pomimo 5 000 obrotów na minutę i pracy nieustannej w ciągu 3 dni i nocy zrobiono zaledwie wgłębienie na 0,5 *mm*, przyczem dyament świdra mocno był uszkodzony. Prześwidrowanie blachy grubości 1 *mm* było niemożebne, pomimo, że przewalcowano ją na blachę nieco cieńszą. Jest to osobliwe połączenie w jednem ciele chemicznem tak sprzecznych zwykle własności, jak twardość i znacząca ciągliwość. Firma Siemens i Halske spodziewa się użyć tantalu do wyrobu świdrów, klub do kalibrowania śrub i t. d.

8. Polaryzacya. Jeżeli zrobimy dwie elektrody z blachy tantalowej i zanurzymy je w rozcieńczonym H_2SO_4, wówczas prąd wcale przechodzić nie będzie z powodu, że biegun dodatni pokrywa się cienką warstwą tlenku zupełnie izolującą. Jeżeli jeden z przewodników zrobimy z platyny, a drugi z tantalu, to wówczas rezultat zależeć będzie od kierunku prądu, a mianowicie: prąd przejść może od platyny do tantalu, lecz nie może przejść w kierunku odwrotnym. Własność ta tantalu może być zużytkowana w celu przemiany prądów zmiennych w stałe, gdyż prąd tylko w jednym kierunku przejść może i służyć wtedy np. do ładowania akumulatorów.

9. Budowa wewnętrzna. Tantal daje się wytrawić zapomocą kwasu fluorowodorowego i wtedy tworzy charakterystyczne figury na powierzchni, na których podstawie sądzić można o większej lub mniejszej czystości samego preparatu.

10. Rozpylenie w próżni jest bardzo nieznaczne; jest to wielka zaleta tantalu wobec wysokiego punktu topliwości około 2 250° (podług Lummera). Dzięki tym zaletom znajdzie on zastosowanie w budowie przyrządu Röntgena, jako antykatoda, zamiast platyny, która ulega silnemu rozpyleniu i przez to obniża próżnię: tantal usunie te niedogodności obecnych przyrządów Röntgena.

11. Tantal jako przewodnik w lampach żarowych elektrycznych posiada zalety pierwszorzędne, albowiem daje się wyciągać w drut o średnicy 0,05 *mm*, posiada wysoki punkt topliwości 2 250° i w stanie rozżarzenia daje nadzwyczaj mocne światło. Myśl zastąpienia włókna węglowego w lampach żarowych przez drut tantalowy okazała się bardzo szczęśliwą. W zakładach Siemensa i Halskego wyrabiają obecnie lampy z drutem tantalowym o grubości 0,05 *mm*. Lampy te wobec 110 woltów zużywają 0,35 ampera i dają 24 do 27 świec Hefnera, czyli spotrzebowują średnio 1,5 wata na 1 świecę Hefnera. Lampa działa 400 do 600 godzin. W lampach zwykłych zużycie prądu na 1 świecę Hefnera wynosi 3,5 wolta, w lampach tantalowych 1,5 wolta, oszczędność zatem prądu jest bardzo znaczna.

Własności chemiczne tantalu metalicznego.

1. W czasie redukcyi podwójnego fluorku tantalo-potasowego wydziela się znaczna ilość wodoru, wskutek czego pozostały wodór częściowo łączy się z metalem: wodór ten daje się bez trudności usunąć przez ogrzewanie i nie okazuje wpływu ujemnego na przetapianie surowego tantalu w sztaby.

2. Jeżeli zrobimy katodę z blachy tantalowej i zanurzymy ją w rozcieńczonym kwasie siarczanym, to podczas przepuszczania prądu zauważymy obfite wydzielanie się wodoru, część wodoru łączy się z tantalem w ilości około 0,3%, związek ten rozpada się powoli. Tantal sproszkowany i rozżarzony rozkłada wodę bardzo energicznie, wydzielając wodór. Sproszkowany tantal, który pochłonął pewną ilość wodoru, zatrzymuje ją bardzo uporczywie i nawet po przetapianiu zatrzymuje ślady wodoru.

3. Łączenie się tantalu z tlenem. Kawałki tantalu metalicznego, blacha i drut tantalowy nie palą się na powietrzu, lecz w temp. 400° pokrywają się żółtym nalotem, w temperaturze ciemnej czerwoności—niebieskim, wreszcie pod wpływem dłuższego ogrzewania powierzchnia metalu pokrywa się białą warstwą pięciotlenku, przyczem utlenienie warstw głębszych bardzo jest trudne. Cienki drut tantalowy pali się w atmosferze czystego tlenu.

4. Tantal daje związki z siarką, selenem i tellurem, tudzież z azotem.

5. Tantal tworzy stopy z żelazem w ilości 5 do 10%Ta, przyczem podwyższa twardość żelaza podobnie jak wanad.

6. Ze srebrem i rtęcią nie łączy się wcale.

7. Tantal łączy się z węglem w ilości, nie przewyższającej 1%C, przyczem daje produkt, którego już nie można wywalcować na blachę ani wyciągnąć w drut. Tantal, zawierający 0,5%C, nie jest wcale tak kruchy, jak go początkowo opisał Moissan, gdyż pozwala się wyciągnąć w drut o średnicy 0,1 *mm*.

8. Kwasy mineralne i woda królewska tantal zupełnie nie działają. Jeżeli nalejemy ...

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

fluorowodorowego do tygla platynowego i zanurzymy drut tantalowy, wówczas następuje energiczne wydzielenie wodoru, gdyż Ta i Pt tworzą element galwaniczny.

9. W roztworach ługu sodowego i potażowego tantal nie rozpuszcza się wcale, nawet po gotowaniu, natomiast rozpuszcza się przez stopienie z alkaliami, tworząc skupienia o budowie krystalicznej.

Zestawiając wszystkie te własności, widzimy, że tantal jest to metal wysoce szlachetny, mający wielką przyszłość w technice. Zalety te zrozumiała firma Siemensa i Halskego, która w ciągu wielu lat łożyła znaczne sumy na przeprowadzenie tych badań przez najlepsze swe siły. Obecnie firma ta posiada około 200 patentów, ochraniających przywilej wyrobów tantalowych.

(Chemik Polski). *Stefan Plewiński.*

Sprawozdanie z wycieczki do Stanów Zjednoczonych Ameryki Północnej.

(Dokończenie, p. № 12, str. 265).

Z tablicy tej wynika, że: 1) Liczba maszyn na kopalniach w ciągu lat 5 (od 1898 do 1902) więcej niż podwoiła się. 2) Procent węgla, urobionego maszynami w tym samym okresie czasu, powiększył się 1,35 razy. W niektórych stanach ilość węgla, urobionego maszynami, stanowi prawie połowę całej ilości wydobytego węgla (w stanie Ohio 51% w r. 1902). Wreszcie w niektórych kopalniach robota ręczna została całkowicie zastąpiona przez maszynową.

Klasycznym przykładem zastosowania maszyn większych mogą służyć kopalnie Eureka № 30—39, Beruind White Coal C° w Windber. Wszystkie te 10 kopalń odbudowywują jeden i ten sam pokład węgla 44″ grubości, nie mający prawie żadnego upadu. Pokład leży dość wysoko w górzystej miejscowości; w dolinach między górami ciągną się zwykle z dwóch stron wąwozów wychody pokładu. Odbudowa prowadzi się przez sztolnie. Do robót górniczych w roku 1902 używane były wyłącznie wrębowe maszyny udarowe, poruszane powietrzem ścieśnionem (system Ingersol, Sullivan, Harrison). W roku 1903 rozpoczęto wybieranie filarów, podczas gdy w r. 1902 jeszcze wcale nie prowadzono odbudowy filarów i cały urobek był otrzymywany z prowadzenia komór. W roku tym we wszystkich dziesięciu kopalniach było w użyciu 279 maszyn wrębowych, przy pomocy których urobione było 3126460 tonn w ciągu 281,6 dni roboczych przy robocie tylko na jedną zmianę i 10 godzinach pracy dziennej. Każdą maszyną kieruje 1 maszynista i 1 pomocnik, obowiązkiem którego jest wygarnianie łopatą miału węglowego z wrębu w czasie roboty maszyny. Przy maszynach było zatrudnionych 255 maszynistów, 255 odgarniaczy miału; oprócz tego 2555 ładowaczy, 321 ludzi przy przewozie; razem pod ziemią 3522, a na powierzchni 412 czyli wogóle 3934 robotników.

Obowiązkiem ładowaczy było wywiercenie dziur w podciętym z dołu węglu, wystrzelenie ich, rozbijanie węgla, naładowanie wozów i odstawa ich na chodnik przewozowy do motoru elektrycznego, wreszcie zabudowanie wyrobiska; obowiązki zatem górników i ładowaczy zostały tu pomieszane w tak zwanych machine loaders, co znaczy w dosłownym tłumaczeniu ładowaczy maszynowych. Robotnicy ci mają zatem tytuł ładowaczy i uważają się za pomocników, chociaż pełnią częściowo i funkcye górników. Jeżeli uważać za górników tylko kierujących maszyną przy wyrabianiu wrębów, to otrzymamy, że na 1 górnika przypada 12,3 pomocników pod ziemią, wytwórczość zaś 1 górnika czyli 1 maszyny na 1 zmianę wynosi 43,5 tonny. Jeżeli przyjąć 2555 ładowaczy maszynowych za górników, otrzymamy na 1 górnika 0,2 pomocnika pod ziemią, a wytwórczość w tym razie 1 górnika wyniesie 3,95 tonn, 1 robotnika pod ziemią 3,15 *t*, a 1 robotnika wogóle 2,80 *t*, przyczem na 1 robotnika pod ziemią będzie przypadało 0,12 robotnika na powierzchni.

Drugim pouczającym przykładem mogą służyć kopalnie Darr i Banning № I (Pittsburgh Coal C°).

Kopalnie te odbudowywują również przez sztolnię poziomy pokład 84″ grubości. Maszyny wrębowe łańcuchowe-tnące systemu Joffrey poruszane są elektrycznością. W każdej kopalni w roku 1902 było po 8 maszyn tego typu. W pierwszej w ciągu 271 jednozmianowych dni roboczych było urobione 440475 *t* węgla, a w drugiej 318422 *t* w ciągu 262 dni.

Z tych ilości zapomocą maszyn było urobione: w kopalni Darr — 339095 *t*, w kopalni Banning I — 304061 *t*.

Było zatrudnionych:

(patrz tablicę na str. 304).

Na 1 maszynę lub 1 górnika maszynowego na 1 zmianę przypada: w kopalni Darr 104 *t* i 21 pomocników pod ziemią, w kopalni Banning I 145 *t* i 20 pomocników pod ziemią. Na 1 górnika wogóle przypada: w kopalni Darr 16,2 *t* i 3,2 pomocników pod ziemią, w kopalni Banning 14 *t* i 4,1 pomocników pod ziemią.

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

W kopalni	Górników	Maszynistów przy wrębówkach	Odgarniaczy miału	Ładowaczy maszynowych	Przy przewozie	Razem pod ziemią	Na powierzchni	Wogóle
Darr	65	12*)	12	195	47	334	41	375
Banning I	75	8	8	124	32	250	29	279

Ponieważ ładowacze, jak i w pierwszym przykładzie, pełnią zarazem funkcye górnicze, można uważać ich również za górników. Wtedy otrzymamy na 1 górnika: w kopalni Darr 4,9 *t* wydajności i 0,22 pomocnika pod ziemią; w kopalni Banning I—5,6 *t* wydajności i 0,19 pomocnika pod ziemią. Na 1 robotnika, zatrudnionego pod ziemią: w kopalni Darr 3,7 *t* wydajności i 0,12 robotnika na powierzchni; w kopalni Banning I—4,6 *t* wydajności i 0,12 robotnika na powierzchni.

Wydajność jednego robotnika wogóle wynosi: w kopalni Darr 3,3 *t*, w kopalni Banning I—4,2 *t*.

W kopalni Banning I wydajność jednego robotnika, zatrudnionego pod ziemią i na powierzchni, jest przeto 5 razy większa, niż w zagłębiu Dąbrowskiem.

Budowa amerykańskich maszyn wrębowych została w zupełności zastosowana do ogólnie przyjętego systemu robót podziemnych. Ich sprawność zależy od szerokości przodka, bowiem im szerszy jest przodek, tem rzadziej maszyna przenosi się z jednego miejsca na drugie, czyli tem dłuższy jest jej czas roboty. Z drugiej strony maszyna wymaga dość dużo wolnego miejsca, czyli budynek nie może stać blizko przodka. Takim wymaganiom odpowiada jedynie praktykowany system robót komorowy, bo tylko przy zostawianiu dość grubych filarów można prowadzić szerokie komory i mieć w tych ostatnich mocny strop, nie wymagający ścisłego budynku. Stosowanie amerykańskich maszyn wrębowych na filarach jest niemożliwe, gdyż przy wybieraniu filarów niepodobna utrzymać strop na znacznej przestrzeni od przodka bez budynku. Przy zastosowaniu zaś maszyn w komorach wybieranie filarów robi się tem bardziej niepopłatnem, że koszt maszynowego urobku w komorach jest o wiele tańszy od urobku ręcznego na filarach. Stąd można zrobić wniosek, że maszyny te albo nie będą w stanie całkowicie zastąpić roboty ręcznej, albo, jak to już wyżej zaznaczyłem, jeszcze więcej utrwalą rutynową rabunkową gospodarkę pod ziemią lub też będą zastąpione z czasem przez inne, przeznaczone specyalnie do robót filarowych. Prawdopodobnie nastąpi to dopiero wtedy, gdy zapasy węgla w Stanach Zjednoczonych będą zbliżały się ku wyczerpaniu.

W kierunku tym zaszły już jednak pewne zmiany, i niektóre firmy amerykańskie, wyrabiające maszyny wrębowe, wypuściły już w świat nowe maszyny, tak zwane „long-wall", zastosowane do odbudowy filarowej. Fabryka Morgan-Gardner w Chicago ma poważną dostawę tych maszyn do Anglii, w Ameryce zaś zapotrzebowanie tych maszyn dotychczas jest bardzo nieznaczne. W Pensylwanii niema ani jednej kopalni, prowadzącej odbudowę maszynową systemem filarowym. W innych stanach niektóre kopalnie zaczynają przechodzić na system europejski wązkich chodników i szerokich filarów, wybieranych ubierką. Z 5418 ogólnej liczby maszyn, będących w użyciu w r. 1902, tylko 51 było systemu „long-wall", czyli zaledwie 1%. Z powyższego można zrobić wniosek, że maszyny wrębowe właściwego typu amerykańskiego nie znajdą zastosowania w naszem zagłębiu, gdyż u nas nie praktykuje się system komorowy, lub, że maszyny te, zastosowane do przebijania naszych wązkich chodników, nigdy nie dosięgną takiej sprawności, jak w Ameryce. Jeżeli może być mowa o zastosowaniu u nas maszyn wrębowych na szerszą skalę, to tylko maszyn systemu „long-wall", które fabryki amerykańskie wyrabiają przeważnie dla Anglii.

Istnieją 2 typy maszyn wrębowych: 1) udarowe, działające powietrzem ścieśnionem (Ingersol, Sullivan, Harrison); 2) łańcuchowe-tnące, działające powietrzem ścieśnionem lub elektrycznością (Sullivan, Joffrey, Morgan, Linkbelt, Goodman). Do tegoż typu należą i maszyny „long-wall" (Sullivan, Joffrey, Morgan, Linkbelt), różniące się budową w szczegółach.

Pierwszemi kieruje robotnik, który wymierza każde uderzenie maszyny, posuwa ją wgłąb i przesuwa w biegu, trzymając się przez cały czas za rękojeść maszyny i odczuwając na sobie każde jej uderzenie i szarpnięcie. Wskutek tego zastosowanie tego rodzaju maszyn może mieć miejsce li tylko do węgla bardzo miękkiego, jakim jest węgiel amerykański. Zdaje mi się, że mowy być nie może o zastosowaniu tych maszyn do naszych pokładów, tak twardych, jak pokład Fanny i inne.

*) 4 maszyny pracowały w nocy.

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

Przeciwnie, raczej łańcuchowe-tnące mogłyby znaleźć zastosowanie w naszych warunkach. W czasie roboty maszyny te same posuwają się wgłąb i przesuwają się wzdłuż przodka („long-wall") bez żadnego wysiłku ze strony kierującego robotnika. Mocniejszy łańcuch oraz noże, przyrządzone ze specyalnych gatunków stali (np. manganowej), może zapobiegłyby łamaniu się bardziej delikatnych części tych maszyn przy robocie w tak twardym węglu, jak nasz.

Podczas gdy o maszynach udarowych można z góry twierdzić, że nie nadadzą się do naszego węgla, o łańcuchowych tego tak kategorycznie powiedzieć nie można i tylko doświadczenie w tym względzie może kwestyę rozstrzygnąć. Maszyny typu „long-wall", o ile z łatwością przezwyciężałyby nasz węgiel. mogłyby być zastosowane przy odbudowie filarów w naszych cienkich pokładach podredenowskich lub na kopalni Saturn w pokładzie Szczęsny.

Najodpowiedniejszą dla naszych warunków, zdaje mi się, byłaby łańcuchowa maszyna firmy Sullivan w Chicago typu „long-wall", poruszana prądem elektrycznym*). Maszyna taka wymaga prądu stałego o napięciu 220—500 *V* i potrzebuje 30 HP. Koszt takiej maszyny wynosi 1550—2200 dolarów, zależnie od typu loco New York.

Przewóz podziemny. Jednym z ważnych czynników, zwiększających wydajność pracowników górniczych, jest wysoka sprawność środków przewozowych. Pod tym względem dużo pouczających przykładów dostarcza system przewozu w Ameryce.

System tamtejszy zasadniczo różni się od europejskiego dużą pojemnością wózków kopalnianych. Najmniejsza pojemność wozów, jaką spotkałem na kopalniach węgla miękkiego, wynosiła 1,5 *t* (na cienkich pokładach 44″ grubości), zwyczajna—2,5 *t* (na grubszych pokładach 84″), podczas gdy na kopalni Saturn, gdzie, o ile mi wiadomo, największe są wózki w całem zagłębiu Dąbrowskiem, mają one pojemność 0,63 *t*, (zwykle 0,5 *t*). Wozy na kopalniach antracytu mają jeszcze większą pojemność (3 a nawet 4 *t*, czyli równają się 8 naszym zwyczajnym wózkom po 0,5 *t*). Przy tak olbrzymich wozach wykluczone jest ręczne ciskanie tychże, wykluczone są platformy zwrotnicze, a tor ułożony jest z nieprzerwanych 20-kilowych (i więcej) szyn z całym systemem rozjazdów i zwrotnic. Ostatnie zawsze działają samoczynnie, tak iż pomimo pozornej komplikacyi toru obsługa przewozu kosztuje bardzo niewiele, a rozmaici ciskacze, pociskacze, zaciskacze, okręcacze, którzy w niezliczonej liczbie są rozstawieni w różnych punktach na naszych kopalniach, w Ameryce są wcale nie znani. Wozy zwykle bywają poruszane mułami lub motorem parowym, powietrznym, wodnym, elektrycznym, stosownie do rodzaju rozporządzalnej siły. Na chodnikach pochyłych przy małych upadach (do 5°) próżny wóz zwykle wyciąga się pod górę motorem. Motor często bywa umieszczany na powierzchni; lina przez otwór wiertniczy schodzi od niego na dół, zapomocą całego systemu rolek zostaje skierowaną w różne miejsca kopalni i obsługuje kilka pochylń. Wozy naładowane schodzą po takich pochylniach zahamowane i zaczepione do tych lin. Bardzo często wozy bywają urządzane z przyrządem hamulcowym. Przy większych upadach używają pochylnie, działające na tej zasadzie, jak i nasze. Pochylnie te jednak czasami bywają tak dowcipnie w szczegółach urządzane, że, przedstawiając zupełne lub częściowe zabezpieczenie od często powtarzających się u nas wypadków puszczenia woza po pochylni luzem lub niespięcia go w swoim czasie, obsługiwane bywają tylko przez jednego hamowacza, podczas gdy u nas obsługa tego rodzaju pochylń składa się zwykle co najmniej z 3 lub więcej ludzi.

Amerykanie szeroko korzystają ze spadków naturalnych, nadając niewielkie upady swym drogom i pozwalając wozom samym dojeżdżać do miejsca przeznaczenia. W ten sposób często można spotkać, że ładowane wozy idą od szybu do sortowni same, niczem nieporuszane, później, po wyładowaniu się na sortowni, zapomocą przyrządu łańcuchowego podnoszą się na poziom nieco wyższy od poziomu szybu, stąd znowu same powracają do szybu. W ten sposób przy pomocy różnych mechaniczno-samoczynnych przyrządów, zatrzymujących wozy w miejscach przeznaczenia, lub puszczających je w ruch, obsługa szybu i odstawa urobku do wywrotów bardzo często redukuje się do 2—3 osobników, podczas gdy u nas tę czynność załatwia conajmniej 20 ludzi. Na kopalni Standart Shaft Frich-Coke Co widziałem przyrząd samoczynny, wyciskający ładowne wozy z klatki i zaciskający na nie próżne, oraz bardzo dowcipnie obmyślane wywroty. Całość zajmuje nadzwyczaj mało miejsca i obsługiwana jest przez 2 ludzi. Wreszcie na kopalni Consolideat Coal Co Bush mine wóz nie schodzi wcale z klatki szybowej, lecz wraz z nią wywraca się nad rusztami sortowni. Tutaj obsługa szybu ześrodkowaną jest tylko w 1 osobie, której czynność polega li tylko na kontrolowaniu urobku.

Oczywiście, że system przewozu amerykańskiego nie może być w całości przeniesiony na nasz grunt. Przedewszystkiem my nie możemy używać tak dużych wozów przez wzgląd na nasze warunki geologiczne, nie umiemy również urządzać samowywrotnych klatek szybowych, gdyż, stosując piętrowe klatki na kilka wózków, nie podobna urządzić wypróżniania ich bez wyładowywania z klatki. W Ameryce klatka robi się zawsze jednopiętrowa i na jeden wóz. Przednia ścianka woza zawieszona jest na osi poziomej,

*) Maszynę taką w ruchu widziałem na kopalni „Consolideat Coal &, Busch mine" w stanie Illinois.

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

około której może się obracać, i węgiel wysypuje się przy nachyleniu klatki wraz z wozem na 45°. Natomiast inne rzeczy mogą być u nas z łatwością stosowane, np. tor ciągły bez blach z samoczynnemi krzyżownicami na rozjazdach mógłby przynieść znaczną oszczędność w ogólnej obsłudze przewozu; pochylnie typu amerykańskiego z łatwością mogłyby być nieco zmienione i zastosowane do naszych warunków. Oprócz tego, co jest bardzo ważne, urządzenie samoczynnego wypychania i wpychania wozów na klatkę, tak nad szybem jak i pod szybem, oraz mechaniczna lub samoczynna odstawa wozów od szybu do wywrotów i z powrotem do szybu podług wzoru kopalni Standart Frich-Coke C°, dozwalające zastąpić dwudziestu kilku ludzi przez 2 lub 3, bezwarunkowo może być z powodzeniem urządzane u nas na nowo zakładających się kopalniach.

Doprowadzenie do minimum rąk roboczych, zatrudnionych przy przewozie, stanowi doniosłą cechę charakterystyczną górnictwa amerykańskiego; stąd (w kopalniach antracytu) ta sama, jak i u nas, liczba robotników, zatrudnionych przy przewozie, jest w stanie przewieźć prawie potrójną ilość urobku.

Przewietrzanie. Prawodawstwo amerykańskie w kwestyi przewietrzania robót podziemnych jest ściśle określone i nie pozostawia nic do życzenia. Poniżej przytoczone są główne przepisy, wyjęte z rozdziału o przewietrzaniu, pomieszczonym w zbiorze praw, obowiązujących w kopalniach antracytu w Pensylwanii (antracite mining laws of Pensylwania).

1) Na jednego człowieka w 1 minutę nie może być mniej 200 stóp sześciennych świeżego powietrza (prawie 7 m^3!)*). 2) W jednym prądzie nie może pracować więcej jak 75 ludzi. Jeżeli w kopalni zatrudnia się więcej niż 75 robotników, prąd główny powinien być rozdzielany na bocznice z tem wyrachowaniem, żeby w każdej było ludzi nie więcej od liczby powyższej. 3) Szybkość prądu w głównych przebitkach powietrznych nie powinna przekraczać 450 stóp na 1 minutę, (czyli 2,5 m na 1 sekundę). 4) Wszystkie tamy powinny być samozamykające się. 5) Raz na tydzień powinny być dokonywane pomiary anemometryczne powietrza we wszystkich prądach przy wejściu i wyjściu i dane te wraz z oznaczeniem liczby ludzi, pracujących w każdym prądzie, przesyłane do inspektorów górniczych.

Sądząc z raportów inspektorów okręgowych, wydawanych co rocznie w Harrisburgu, wynika, że w r. 1902 przeciętna ilość powietrza w kopalniach antracytu na 1 człowieka w 1 minutę wynosiła 450 stóp sześć. czyli około 15 m^3! W istocie jednak odniosłem wrażenie, że albo takiej ilości powietrza niema, albo też znaczna ilość powietrza zupełnie nieużytecznie obchodzi całą sieć starych wyrobisk. Wogóle przy zwiedzaniu różnych kopalń zauważyłem, że powietrze było w tych tylko kopalniach dobre, gdzie były gazy wybuchowe; gdzie natomiast gazów niema, do prawidłowego przewietrzania wielkiej wagi nie przywiązują. Wskutek takiego poglądu brak gazów wybuchowych stanowi istotną klęskę w niektórych kopalniach.

System rozdzielania prądu na bocznice, po 75 ludzi w każdej, w praktyce szeroko przestrzega się. Na krzyżowaniach dwóch prądów budują mostki powietrzne drewniane lub murowane. Zwyczajne tamy powietrzne urządzają nader często murowane, ułożone ze skał, otaczających pokłady, na wapnie; tamy z drzwiami budują zawsze pochyłe i ciężkie, zamykające się szczelnie swoim własnym ciężarem. Na chodnikach głównych, na których przewóz dokonywa się mułem, urządzają tamy, odmykające się samoczynnie przez nadchodzące wozy (przy pomocy drążkowego połączenia szyn z drzwiami). Na tych zaś chodnikach przewozowych, w których dla odstawy posługują się motorem elektrycznym lub powietrznym, unikają stawiania tam, dopasowując do takiego wymagania ogólny kierunek prądu głównego. Tym sposobem i w dziedzinie przewietrzania daje się zauważyć dążenie do zupełnej zamiany rąk roboczych przez przyrządy samoczynne.

Sortowanie i rozdrabianie. Węgiel miękki jest bardzo kruchy, a przeto ścisłe sortowanie węgla amerykańskiego na wiele gatunków jest bezcelowe, gdyż kawały węgla po przesortowaniu łatwo się kruszą, szczególnie przy ładowaniu do wagonów. Wobec tego węgiel miękki albo wcale nie sortuje się, albo sortuje się tylko na 2, najwyżej 3 gatunki. W wielu wypadkach ograniczają się tylko na odsiewaniu miału i gatunków najdrobniejszych. Sam proces sortowania nie przedstawia nic szczególnego. Ciekawe jest tylko połączenie pierwszych rusztów sortownika z wagą, tak że przy wysypywaniu węgla na ruszta jednocześnie otrzymuje się waga zawartości wozów. W ten sposób dwie czynności, wysypywanie i ważenie, zostały połączone w jedną. Wobec tego, że przy tym systemie każdy wóz zostaje zważony, ugoda z górnikami i ładowaczami robi się od wagi a nie od objętości, jak u nas. Usuwa to zupełnie różne nadużycia, które są połączone zwykle z systemem objętościowym ugody. Zastosowanie u nas takiego sposobu ważenia przy naszych małych wózkach jest niemożliwe, lub co najmniej byłoby połączone z dość znaczną trudnością. Na jednej klatce u nas zwykle wyciąga się kilka wózków, które na wywroty jadą jedne za drugimi, tak iż brakowałoby czasu na zważenie każdego wózka. Tymczasem przy dużych wozach w Ameryce te ostatnie wychodzą z szybu w stosunkowo dłuższych odstępach cza-

*) Bez zastrzeżenia, czy to obowiązuje tylko w kopalniach z gazami wybuchowymi.

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

su, dając możność bez pośpiechu zważyć zawartość każdego woza (przed zważeniem nowego wózka zawartość poprzedniego powinna być całkowicie usunięta z pierwszego rusztu). Węgiel miękki jest nadzwyczaj czysty i w Pensylwanii nigdy nie przemywa się.

Natomiast antracyt sortuje się i oczyszcza bardzo starannie. Oprócz tego antracyt zwykle rozdrabia się i miele, gdyż największy zbyt mają gatunki drobne. Sortownie czyli „łamacze“ (Bracher) wytwarzają wiele gatunków antracytu. W niektórych otrzymuje się do 14 gatunków; czasami rozróżniają jeszcze w każdym gatunku antracyt zupełnie czysty, mniej czysty i nieczysty. Następujące gatunki znane są w sprzedaży:

	Przechodzi przez otwór	—	Nie przechodzi
1) Lump, gruby	9″	—	7″
2) Steamboat, okrętowy	5″	—	$3^1/_2$″
3) Brochen, drobiony	$3^1/_2$″	—	$2^3/_4$″
4) Egg, jajko	$2^3/_4$″	—	2″
5) Stowe, piecowy	2″	—	$1^3/_8$″
6) Mięszany z gatun. 5-go i 7-go		—	
7) Chesnut, orzech	$1^3/_8$″	—	$^3/_4$″
8) Pea, groszek	$^3/_4$″	—	$^1/_2$″
9) Buckwheat № I, gryczka I	$^1/_2$″	—	$^1/_4$″
10) Birdseye, ptasie oczko	$^1/_4$″	—	$^5/_{16}$″
11) Buckwheat № II, gryczka II	$^1/_4$″	—	$^1/_8$″
12) Buckwheat № III, gryczka III	$^1/_8$″	—	$^3/_{32}$″
13) Rice, ryż okrągły	$^3/_{16}$″	—	kw. $^1/_8$″
14) Culm, kulm	$^3/_{32}$″	—	—

Łamacze i sortowniki są tak przyrządzone, że można każdego gatunku otrzymać dowolną ilość, zmieniając dowolnie (jednakże w pewnych granicach) procentowy stosunek każdego gatunku. Wydajność grubego i okrętowego waha się zwykle od 5 do 8%. Gatunki 4, 5, 6, 7 i 8 stanowią przeważną część całej produkcyi, mianowicie 70—80%. Największy zbyt mają gatunki piecowy i orzech (5, 6 i 7), to też cena tych gatunków jest najwyższa, mianowicie wynosi 4,50 dolarów za tonnę loco kopalnia (Nauticoke). Od tych gatunków cena spada w obiedwie strony, tak iż gatunek 1 gruby oraz 10, 11 i 12 są w jednej cenie, około 1 dolara za tonnę, gatunek 14—0,25—0,50 dolara za tonnę loco kopalnia. Najdrobniejszy gatunek 14 kopalnie używają do opalania kotłów parowych (wygląda jak najdrobniejszy piaseczek).

Niezależnie od sortowania antracyt ulega starannemu oczyszczaniu od kamienia, który trafia do urobku tak ze skał bocznych, jako i z niezliczonych przerostów w samym pokładzie. Przedewszystkiem grubsze gatunki do $^1/_4$ oczyszczają się ręcznie. W tym celu gatunki puszczają się w kilka strumieni przez szeregi równoległych rynien, pochylonych pod kątem około 30°, nad któremi umieszczają się w znacznej liczbie chłopcy lub inwalidzi, wybierający kamień i węgiel nieczysty. Po takiem prowizorycznem oczyszczeniu od kamienia gatunki węgla ulegają oczyszczeniu mechanicznemu sposobem mokrym lub suchym.

Sposób mokry jest to ogólnie znany i używany u nas na kopalniach Hrabia Renard, Paryż, Jan i polega na wstrząsaniu masy w wodzie i oddzielaniu się podług wagi gatunkowej.

Sposób suchy polega na różnej sile odśrodkowej, którą nabierają kawałki węgla i kamienia przy nadaniu im ruchu wirowego w rynnach, skręconych na kształt ślimaka. Zsypując się po tych ślimakowo-spiralnych rynnach, węgiel i kamień nabierają pewnej siły odśrodkowej: kamień jako cięższy odlatuje dalej i wyskakuje z tej rynny na zewnątrz do drugiej, a węgiel posuwa się dalej tą samą drogą. Przepuszczając węgiel kilka razy przez takie ślimaki, otrzymują w końcu zupełnie czysty wytwór; nadto otrzymują się gatunki: antracyt mniej czysty i antracyt nieczysty, które również sprzedają się po cenach bardzo nizkich.

Należy zaznaczyć, że wymagania odbiorców są bardzo ostre, kopalnie zaś nie szczędzą środków dla dostarczania gatunków wyborowych. Wyżej wspomniałem, że przed mechanicznem oczyszczeniem cały urobek sortuje się ręcznie mniej więcej tak, jak się to robi u nas na sortowni przez dziewczęta, stojące przy transportach. Różnica jednak zachodzi ta, że zamiast 20 dziewcząt, które zaledwie pomieścić się mogą przy naszych sortownikach, w Ameryce zatrudnia się przy tej robocie 100, czasem i więcej chłopców, niezależnie od sortowania mechanicznego. W ten sposób w r. 1902 w liczbie 49762 robotników, zatrudnionych na kopalniach antracytu na powierzchni, 17 653 czyli więcej niż trzecia część była zatrudniona wyłącznie przy ręcznem odbieraniu kamienia; z tych 13 133 było małych chłopców w wieku od 14 do 20 lat a 4520 starców lub inwalidów. W roku 1899 z 48433 ogólnej liczby robotników na powierzchni, odbieraczy kamienia było 21 094 czyli prawie połowa.

Rezultaty ekonomiczne. Wszystkie przytoczone powyżej cechy charakterystyczne górnictwa amerykańskiego uwydatniają się szczególnie w kosztach własnych, zwłaszcza przy porównaniu z naszemi. W Lackawana County Susquehana Coal C° (antracyt) w ciągu 5 lat od r. 1877—1882 koszta własne wynosiły 2,26, 2,08, 1,98, 2,40, 2,44 i 2,86 rubli za tonnę; w Lucern County 1,74 rub; w Schnylkill County w r. 1896:

wydatki	wynosiły			przeciętnie
pod ziemią	od 1,7622	do	1,2238	1,7806 rub.*)
na powierzchni	„ 0,6602	„	0,5670	0,5944 „
razem	„ 3,0056	„	2,0470	2,3566 „

Przeciętnie za 5 lat stanowiły 2,2872 rub.

W przytoczonej poniżej tablicy zestawione są przeciętne koszta własne kilku kopalń antra-

*) Przyjęto 1 dolar=2 ruble.

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

cytu z obszaru północnego (mały upad, grubość od 2—3 *m*) z roku 1900 oraz koszta własne kilku kopalń w zagłębiu Dąbrowskiem z roku 1901, 1902 i 1903 (w rublach za 1 tonnę).

	Zagłębie Dąbrowskie	Pensylwania. Antracyt
1) Urobek*)	0,7421 — 0,9082	1,2088
2) Przewóz	0,2884 — 0,3527	0,1898
3) Roboty przygotowawcze . . .	0,022 — 0,1490	0,1440
4) Utrzymanie robót podziemnych .	0,059 — 0,2402	0,0356
5) Przewietrzanie . .	0,020 — 0,0761	0,0288
Razem pod ziemią .	1,188**) — 1,6858	1,6070
6) Ciągnienie szybami	0,024 — 0,089	0,0176
7) Odwodnienie . . .	0,037 — 0,155	0,0098
8) Kotły	0,123 — 0,250	***)
9) Oświetlenie . . .	0,0068 — 0,019	—
10) Sortowanie i ładowanie	0,0626 — 0,098	0,1846
11) Różne koszta na powierzchni, administracya, koszta sprzedaży, zarząd i t. d.	0,4805 — 0,6787	0,1260
Wogóle	1,9855**) — 3,029	1,9554

W tablicy tej zasługuje na uwagę: 1) Wysoki koszt urobku pomimo znacznej wydajności górników. Objaśnia się to wysoką płacą roboczą. Przeciętny zarobek dzienny górnika wynosi 2,25 do 2,50 dolarów czyli 4,50—5,00 rub., pomocnika 2,00—2,25 dolarów (4,00—4,50 rub.). Przeciętny zarobek miesięczny górnika 30—75 dolarów (60 do 150 rub.), pomocnika 18—45 dolarów (36—90 rub.). U nas należy liczyć przeciętny zarobek górnika 1 rub. 80 kop., pomocnika 1 rub. Bardzo często udaje się górnikom zarabiać bardzo dużo. Naprzykład, w kopalni Nanticoke Susquehana Coal C° za 1 wózek zawartości 3,5 *t* płaci się górnikowi 1,35 dol. (2 rub. 70 kop.); 1 górnik wstanie jest urobić w przodku 8-metrowym 6 takich wózków (pokład grubości 2 *m*), oprócz tego przybiera spodka na 15 cali dla drogi; za przybranie 1 jarda spodka na 1 cal płaci się po $7^1/_2$ centów (15 kop.); za postawienie 1 stempla (12″ średnicy!) 20 centów (40 kop.). Tym sposobem zarobek górnika wynosi na dniówkę 9,22 dol. (18 rub. 66 kop); z tej sumy za proch płaci około 1 dol. na dniówkę (1 funt prochu kosztuje 6 centów czyli 12 kop; proch sprzedaje się w sklepach prywatnych wszelakich materyałów spożywczych bez załatwiania żadnych formalności; kopalnie sprowadzają proch tylko dla robót „pańskich"). Oprócz tego pomocnikowi za ładowanie, wynajętemu od siebie, górnik płaci 2,50 dol. (5 rub.). Pozostaje mu czystego zarobku na dniówkę 5,72 dol. (11 rub. 44 kop.)! Nic dziwnego, że przy tak wysokich zarobkach koszta urobku są znacznie większe, niż u nas. 2) Przewóz przeciwnie wypada prawie dwa razy taniej, niż u nas. Daje to najlepszy dowód wysokiej sprawności środków przewozowych. 3) Wysoki koszt robót przygotowawczych zapewne tłumaczy się również wysoką stopą zarobkową. 4) Utrzymanie robót podziemnych stanowi bardzo nieznaczną rubrykę kosztów własnych. Daje to nadzwyczaj charakterystyczny obraz iście amerykańskiej gospodarki. Byłem świadkiem, jak na pewnej kopalni zaniechano robót w jednym pokładzie wskutek zarabowania się chodnika głównego. 5) Przewietrzanie przedstawia również nieznaczną pozycyę. Na obniżenie tej pozycyi mogło zarówno wpłynąć tak stosowanie tam samoczynnych prawem przepisanych urządzeń, jak również wysoka wydajność pojedynczych kopalń. 6) Pozycya ciągnienie szybami stanowi w porównaniu z naszą bajecznie małą wielkość. Jedna z przyczyn prawdopodobnie polega na tem, że na naszych klatkach w przeważnej części wyciągają 4 wozy po $^1/_2$ *t*, czyli za jednym razem wyciąga się zaledwie 2 *t*, gdy w Ameryce za każdem pociągnięciem wydobywa się 1 wóz o pojemności 3—4 *t*. Zatem obsługa*) powinna kosztować znacznie taniej, bowiem gdzie u nas zachodzi konieczność stawiania 2 maszyn, w Ameryce zadawalniają się jedną. Jeżeli dodać, że szybkość wyciągu dopuszcza się znacznie większa, manipulacye przy wypychaniu i wpychaniu wozów są nader uproszczone i wykonywują się szybko, taniość rozpatrywanej pozycyi zostanie zupełnie zrozumianą. 7) Nieznaczny dopływ wody zmniejsza pozycyę odwodnienia. 8) Natomiast sortowanie i ładowanie jest prawie trzy razy droższe, niż u nas; przytoczony powyżej opis sortowania wystarcza dla zrozumienia wysokich kosztów omawianej pozycyi. 9) Wreszcie uproszczona administracya, duża liczba kopalń, należących do jednego towarzystwa, mającego jeden zarząd główny, brak najmniejszego komfortu na kopalniach, oraz wykonywanie robót li tylko najpotrzebniejszych w najściślejszem znaczeniu tego słowa, stanowią przyczynę, dlaczego ostatnia pozycya w przytoczonej tablicy jest niemal trzy razy mniejsza od odnośnej pozycyi u nas.

Wogóle jednak koszt 1 tonny węgla nie wiele się różni od naszych kosztów i przeciętna wartość 1 tonny wynosi 1,25 dolara (2 rub. 50 kop).

Wydobywanie węgla miękkiego o wiele jest tańsze, ponieważ większa część ludzi w kopalniach węgla miękkiego jest zatrudniona przy właściwem wydobywaniu węgla, przeto koszt

*) Robota górnicza i ładowanie.
**) Cyfry te nie stanowią sumy poprzedzających.
***) Kotły prawdopodobnie włączone są w pozycyach 5, 6 i 7.

*) Ponieważ dzień roboczy wynosi 8 godzin, a w nocy roboty nie prowadzą się, przeto na wielu kopalniach przy maszynie wyciągowej zatrudnia się tylko 1 maszynista na 1 zmianę; u nas 3 na 3 zmiany.

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

urobku stanowi w kosztach własnych najpoważniejszą pozycyę. Płace górników są nader zmienne i zależne tak od warunków naturalnych technicznych, jako też i miejscowych.

W Tioga County przy robocie ręcznej płaci się górnikowi 0,75—0,82 dolara za tonnę*). W Lycoming, Boadtop, Clinton, Jefferson County— 0,60, w Clearfield przy robocie ręcznej 0,54—0,70 dol., przy maszynowej: górnikom 0,08—0,10 dol. i ładowaczom 0,35$^5/_6$ dol.**). W Cambria County przy ręcznej robocie 0,58 dol., przy maszynowej ładowaczom 0,24—0,45 dol. W Clarion County przy maszynowej robocie maszyniści dostają 0,125, a ładowacze 0,35 dol. We wszystkich wyliczonych okolicach odbudowuje się cienki pokład około 40—50 cali grubości.

W grubszym pokładzie (84″) Pittsbourgh-Coal-Bed w Alleghany, Westmordand, Fayste i Washington Counties, przy robocie ręcznej płaci się 0,40—0,575 dol. za tonnę; przy maszynowej górnikom (maszynistom) płaci się 0,0478—0,0743, ładowaczom 0,2346—0,2812 dol.

Przy przesiewaniu całego urobku przez sita, mające:

$^3/_4$″	otworu—za ręczną robotę	0,65 dol.
1″	„ „ „ „	0,75 „
1$^1/_4$″	„ „ „ „	0,80 „

Przy robocie maszynowej ładowacze w tych samych warunkach dostają 0,405—0,5725 dol., górnicy maszyniści 0.095—0,15 dol.

W kopalniach Bernind-Uhite przy robocie maszynami powietrznemi (Ingersol, Sulliwan, Harrison) na pokładzie 44″ grubości:

maszynista dostaje .	0,054 dol.	
odgrzebywacz miału z wrębu	0,044 „	
ładowacz	0,351 „	
Razem koszt urobku stanowi	0,449 dol.	=0,898 rub.
Całkowity koszt	0,5815 „	=1,163 „

Całkowity koszt:

W Lycoming County stanowi	1,07 dol.	=2.14 rub.
„ Huntington „ „	0,95 „	=1,90 „
„ Clearfield „ „	0,85 „	=1,70 „
„ Jefferson „ „	0,75 „	=1,50 „
„ Pittsbourgh region	0,47$^1/_2$—1,00 „	=0,95—2,00
w wielu kopalniach	0,50 —0,60 „	=1,00—1,20

Niżej podane są płace na dniówki różnym kategoryom robotników na węglu miękkim:

Za układanie szyn .	2,28 dol.	=4,56 rub.
Pomocnicy przy tem	2,10 „	=4,20 „
Chłopcy przy tamach	1,00 „	=2,00 „
Sygnaliści	2,10 „	=4,20 „
Koniarze	2,10 „	=4,20 „
Cieśle	2,28 „	=4,56 „
Układ. rur powietrzn.	2,22 „	=4,44 „
Dniówki pańskie . .	2,10 „	=4,20 „

*) Na obowiązku górników leży zawsze i ładowanie. Ugoda na kopalniach węgla zawiera się zawsze od tonny.
**) Na obowiązku ładowacza leżą częściowo obowiązki górnika.

Stopień bezpieczeństwa robót podziemnych. Powierzchowne nawet obejrzenie kopalń węgla w Ameryce przekonywa, że na zabezpieczenie od możliwych wypadków wielkiej uwagi nie zwracają, kierując się zapewne amerykańską zasadą „pamiętaj sam o sobie“ (help yourself). Wystarczy zaznaczyć, że na pochylniach ani w górze, ani na dole niema zwyczaju urządzać baryer ochronnych, że w chodnikach głównych przewozowych używają motory elektryczne z górnym przewodem, niczem nie osłoniętym a powieszonym w nizkich chodnikach na wysokości głowy przy prądzie o napięciu 500 i więcej *V*, że w szybach ludzi wyciągają z szybkością 10—12 *m* na sekundę, przyczem na klatkach niema żadnych baryer ochronnych, i t. p.

Pomimo to jednak stosunkowa liczba wypadków jest mniejsza, niż w zagłębiu Dąbrowskiem, większa wszakże, niż na Śląsku Górnym.

W roku 1902 było zabitych:

		Wogóle	Na 1000 ludzi
W zagłębiu Dąbrowskiem . . .		55	3,27
Na Śląsku Górnym		217	1,899
w Pensylwanii	na węglu miękkim . . .	456	3,10
	na antracytow. kopalniach	300	2,02
	wogóle	756	2,60

Znacznie mniejszą stosunkową liczbę wypadków na Śląsku Górnym należy objaśnić szerokiem stosowaniem środków ochronnych i surowych przepisów, oraz ścisłym dozorem administracyjnym nad przestrzeganiem tychże; większą zaś liczbę wypadków u nas chyba niższym poziomem umysłowym naszego robotnika.

Jednakże wobec znacznie większej wydajności robotnika amerykańskiego w Ameryce przypada mniej wypadków na daną ilość wydobytego węgla.

Na 1 000 000 *t* węgla w r. 1902 przypadało:

		Wypadków śmiertelnych
W zagłębiu Dąbrowskiem . . .		13
Na Śląsku Górnym		7,4
w Pensylwanii	W kopalniach węgla mięk.	5,1
	„ „ antracytu .	8,1
	Wogóle.	6,2

Podług przyczyn, które spowodowały wypadki śmiertelne, te ostatnie dzielą się w następującym stosunku:

(patrz, tablicę na str. 310).

W tablicy tej zasługuje na uwagę:

1) Prawie jednakowy procent wypadków od oberwania się kamienia lub węgla.

2) Szczególnie duży procent wypadków w Ameryce przy przewozie. Stoi to może w związku z systemem przewozu dużymi wozami. Znaczne spadki naturalne, brak baryer, również przyczyniają się do podniesienia tego procentu.

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

	Prusy r. 1902		Pensylwania							
			Antracyt				Węgiel miękki			
			r. 1899	r. 1902			r. 1902			
	liczba	%	%	liczba	%		liczba	%		
1) Od oberwania się węgla lub kamienia	81	46,7	44,39	115	37,95		223	49,06		
2) Przy przewozie	15	8,55	18,42	63	20,79		46	10,12		
3) Od materyałów wybuchowych	11	6,27	8,38	19	6,27		3	0,66		
4) W szybach, ślepych szybikach i upadowych	26	14,82	3,52	13	4,29		11	2,42		
5) Od gazów wybuchowych i pożarów	4	2,53	9,29	39	12,87		126	27,72		
6) Od porażenia prądem elektrycznym	—	—	—	—	—		7	1,54		
7) Różne	38	21,66	15,30	51	16,80		38	8,36		

3) Niezmiernie mały procent wypadków od materyałów wybuchowych na kopalniach węgla miękkiego (w związku z nieznaczną ilością ogólną materyałów wybuchowych, zużywanych w tychże kopalniach).

4) Szczególnie duży procent wypadków od gazów wybuchowych (objaśnia się to licznymi wybuchami, mającymi charakter masowy).

5) Wypadki porażenia od prądu elektrycznego są stosunkowo bardzo rzadkie pomimo ciągłego narażania się na zetknięcie z przewodem prądu o wysokim napięciu.

Porównania liczby wypadków, które nie zakończyły się śmiercią, nie przytaczam, gdyż sposób prowadzenia statystyki tych wypadków oraz brak ścisłej granicy pomiędzy ciężko skaleczonymi i lekko jak u nas tak i w Ameryce czyni porównanie takie niemiarodajnem.

Co się tyczy zabezpieczenia robotników od wypadków nieszczęśliwych, określonych przepisów lub zwyczajów w tym względzie w Stanach Zjednoczonych niema i prawie w każdej okolicy postępują różnie, gdy chodzi o odszkodowanie robotnika za wypadek nieszczęśliwy. W przeważnej części odszkodowania polegają na wydaniu wsparcia jednorazowego przez zarząd kopalni na mocy każdorazowej zobopólnej zgody lub też wyroku sądowego. Najoryginalniej jednak kwestya ta załatwiona została (jeżeli to można nazwać załatwieniem) w zagłębiu antracytowem. Tu każdy robotnik, chcący otrzymać zajęcie górnika, powinien złożyć egzamin w osobnej komisyi, składającej się z górników, przez nich wybieranych z ich grona na pewien okres czasu i zatwierdzanych w swych obowiązkach przez inspektorów okręgowych. Egzaminowany powinien w odpowiedziach na zadawane pytania dowieść znajomość wykonywania robót górniczych i związanych z tem niebezpieczeństw a szczególnie własności gazów wybuchowych, obowiązków specyalnych dozorców, badających stan powietrza pod względem bezpieczeństwa od wybuchów, oraz znajomość znaków, pisanych kredą na ścianach lub deskach przez tychże dozorców, w razie gdy ci ostatni zauważyli gdziekolwiek obecność większej ilości gazu. Po złożeniu takiego egzaminu nowomianowany górnik dostaje dokument, świadczący, że jest on obeznany ze swoim fachem. Nie posiadającym takiego świadectwa kopalnie nie dają robót górniczych, ale nie przyjmują też na siebie żadnej odpowiedzialności w razie wypadku z takim patentowanym górnikiem na tej zasadzie, że jest on w posiadaniu świadectwa dowodzącego, że znane są mu niebezpieczeństwa, grożące w kopalni, oraz sposoby ustrzeżenia się od nich. Kopalnie są tylko odpowiedzialne za tych robotników, którzy robią na pańskie dniówki.

Henryk Czeczott.

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

Postępy chemii hutniczej w r. 1904.

Oznaczenie wolframu w stali wolframowej i ferrowolframie. E. Kuklin. (Stahl und Eisen, 1904, 24, str. 24). Zamiast używanego często sposobu wagowego, wprowadza autor sposób miarowy, który polega na tem, że kwas metawolframowy, tworzący się działaniem kwasów na wolframiany w obecności kwasu fosforowego, może być zredukowany nadmiarem cynku w WO_2, a ten następnie pod działaniem nadmanganianu potasu utlenia się w WO_3.

$$5WO_2+Mn_2O_7=5WO_3+2MnO.$$

Rozbiór wykonuje się w ten sposób, że 2 *gr* badanej stali rozpuszcza w mieszaninie równych ilości kw. siarczanego (c. w. 1,84) i kwasu fosforowego (c. w. 1,70) z 3-ma częściami wody. Od czasu do czasu dodaje się do rozczynu po 3 cm^3 nadmanganianu potasu tak, aby ciecz ciągle miała barwę różową, następnie ogrzewa i do połowy roztworu dodaje 200 cm^3 kwasu siarczanego (c. w. 1,3) i 40 *gr* cynku. Po ogrzaniu rozczyn przyjmuje barwę portweinu i w tej chwili należy go oziębić, przesączyć i miarować. W ten sposób znajdujemy ilość nadmanganianu potasu, użytą dla utlenienia żelaza i wolframu. W pozostałej połowie rozczynu oznacza się żelazo metodą Reinhardta. Różnica pokazuje ilość nadmanganianu potasu, odpowiadającą wolframowi. Miano nadmanganianu na żelazo, pomnożone przez 2,0754, daje miano tegoż na wolfram. W celu oznaczenia wolframu w ferrowolframie należy badany materyał rozłożyć przez topienie. W tym celu 0,5 *gr* miałko sproszkowanego ferrowolframu wsypuje się do stopionego w tyglu azotanu amonowego, ogrzewa silnie a następnie otrzymane tlenki stapia się z węglanem sodowo-potasowym. Stop należy rozpuścić w wodzie, rozłożyć przytoczoną już wyżej mieszaniną kwasów i postępować dalej jak opisano. Ferrowolfram można także rozkładać przez topienie z bezwodnym kwaśnym siarczanem sodowym.

Osadzanie szczawianu magnezowego obok wapniowego. Nicholas Knight. (Chemical News, 1904, 89, 146). Autor wykonał szereg doświadczeń w celu oznaczenia ilości szczawianu magnezowego, jakie w analizie dolomitu opadają wraz ze szczawianem wapna. Sposób wykonania badań polegał na tem, że 1 *gr* dokładnie sproszkowanego minerału rozpuszczano w małej zlewce w czystym rozcieńczonym kwasie solnym, ogrzewając łagodnie do wrzenia (zlewka była nakryta szkłem zegarkowem). Nierozpuszczona pozostałość, złożona głównie z krzemionki, została odsączona, wymyta i oznaczona wagowo. Do przesączu dodano 1—2 *gr* czystego chlorku amonowego i podczas wrzenia zaprawiono go małym nadmiarem amoniaku w celu osadzenia sumy żelaza i glinu. Przesącz po oddzieleniu żelaza i glinu ogrzano do wrzenia i dodano doń $\frac{n}{2}$ rozczynu szczawianu amonowego, starając się ile możności uniknąć nadmiaru odczynnika. Strącony osad pozostawił Knight w spokoju na przeciąg 8—12 godzin. Dokładnie wymyty osad szczawianu wapniowego, zawierającego małą ilość szczawianu magnezowego, rozpuszczono w ciepłym rozcieńczonym kwasie solnym i rozczyn zaprawiono amoniakiem do alkalicznej reakcyi; amoniak osadza szczawian wapniowy a szczawian magnezowy pozostaje w roztworze, ponieważ jest w amoniaku rozpuszczalny. Tę małą ilość magnezu z magnezem, zawartym w rozczynie po pierwszym osadzeniu, oznaczono oddzielnie w formie pyrofosforanu magnezowego. Z wielu wykonanych analiz pokazuje się, że ilość magnezu, osadzanego wraz z wapnem, waha się w granicach od ilości, nie dających się zważyć, aż do ilości dość znacznych. Dlatego zawsze jest lepiej zupełnie wymyty osad szczawianu wapniowego z małą ilością magnezowego rozpuszczać w ciepłym kwasie solnym a potem dodać amoniaku w celu osadzenia wapna. Po dostatecznie długiem staniu można odsączyć wapno a przesącz złączyć z rozczynem, w którym się znajduje główna ilość magnezu, albo też obie części magnezu oznaczać osobno.

Od sprawozdawcy. Ten drugi sposób, podany przez Knighta, oddzielnego oznaczania zdaje mi się być mniej dobrym z tego względu, że małe ilości magnezu, które opadły wraz z wapnem, dają przy ważeniu pewien stosunkowo duży błąd, więc dla wykonania dokładnej analizy daleko lepiej oznaczać magnez w połączonych roztworach.

Sposób bezpośredniego oznaczenia glinu. (Eng. and Mining Journal, 1904, 77, 357). Autor omawia dokładność używanych sposobów oznaczania tlenku glinowego w obecności żelaza a mianowicie sposób oznaczania z różnicy wagi sumy i ilości samego żelaza oraz kilka innych sposobów i przychodzi do przekonania, że potrzebny jest nowy sposób oznaczania glinu. Zajmuje się więc głównie metodą Wöhlera, w której tlenek glinowy osadza się w słabo kwaśnym roztworze zapomocą bezwodnika siarkowego (SO_2); zamiast używanego w metodzie Wöhlera siarczanu zastosował autor siarczyn i zaleca wykonywać rozbiór w następujący sposób: oddziela się najprzód bezwodnik krzemowy, przez przesącz przepuszcza siarkowodór, powstały osad odsącza, z przesączu wypędza siarkowodór zapomocą gotowania, utlenia żelazo dodatkiem małej ilości kwasu azotowego lub chloranu potasowego i osadza sumę że-

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

laza i glinu amoniakiem i chlorkiem amonowym. Odsączony i przemyty osad rozpuszcza się w ciepłym rozcieńczonym kwasie solnym, zobojętnia sodą (wobec dużych ilości żelaza przestaje się dodawać sody, gdy barwa rozczynu staje się zbyt ciemno-brunatną), dodaje 10 *gr* siarczynu (Na_2SO_3) sodowego i miesza aż do zupełnego rozpuszczenia się soli, w skutek czego powstaje natychmiast osad, w przeciwnym razie trzeba dodać jeszcze siarczynu. Następnie dodaje się małemi porcyami ostrożnie kwasu solnego aż do rozpuszczenia powstałego osadu, nakrywa szkłem zegarkowem i gotuje przez przeciąg 10-ciu minut aż zniknie woń SO_2, potem pozostawia w spokoju do odstania, sączy, wymywa osad gorącą wodą i w razie, jeżeli osad zdradzaza wartość żelaza, rozpuszcza go w kwasie solnym i operacyę osadzenia powtarza po raz drugi. Czysty biały osad praży się i waży w formie Al_2O_3. Wprawdzie tytan i fosfór opadają wraz z glinem, ale ilości ich są zwykle bardzo małe. Analizy, załączone w oryginalnej pracy autora pokazują rezultaty zadawalniające. Cynk, mangan i nikiel nie przeszkadzają strąceniu. Przy wyważeniu 1 *gr* substancyi błąd w oznaczeniu glinu ma wynosić mniej niż 0,3%.

Oddzielenie żelaza od chromu zapomocą topienia z azotanem potasowym. F. Southerden. (Chemical News, 1904, 89, 182). Metoda polega na utlenieniu chromu zapomocą azotanu potasowego i kwaśnego siarczanu potasu. Zamiast topić z kwaśnym siarczanem potasowym i w podwyższonej temperaturze dodawać saletry, autor postępuje odwrotnie a mianowicie topi z saletrą a następnie dodaje małe ilości siarczanu w celu rozkładu. Osad sumy wodzianu żelaza i chromu rozpościera się na małej parownicy porcelanowej i suszy ostrożnie nad palnikiem Bunzena. Po wysuszeniu przenosi się osad do suchej próbówki, dodaje jeden lub dwa kryształki azotanu potasowego i topi ostrożnie na małym płomieniu. Potem wpuszcza maleńki kawałeczek bezwodnego kwaśnego siarczanu potasowego i ogrzewa dalej, aż przestanie się wydzielać brunatny dym. Próbówkę ochładza się, dodaje wody a następnie amoniaku aż do alkalicznej reakcyi. Stopiona masa rozpuszcza się łatwo i pozostawia żelazo (i obecny równocześnie Al_2O_3) w formie tlenku lub wodzianu. Pozostałość należy odsączyć, rozpuścić w małej ilości stężonego kwasu solnego i badać w zwykły sposób zapomocą żelazocyanku potasowego. Do przesączu dodaje się azotanu srebra, który daje czerwony osad Ag_2CrO_4.

Oddzielenie żelaza od niklu i kobaltu zapomocą kwasu mrówczanego. L. H. Bergström. (Bull. de la comm. geolog de Finlande, 1903, 14, 73). Oddzielenie niklu i kobaltu od żelaza odbywa się dotychczas następującymi sposobami: 1) strącanie żelaza amoniakiem, 2) węglanem barowym, 3) bursztynianem, 4) węglanem sodowym, 5) octanem sodowym, 6) wodą utlenioną i 7) kwasem octowym. Wszystkie te sposoby posiadają jednak braki, bo dla zupełnego strącenia trzeba operacyę tę powtarzać 4—8 razy, albo też osady są takie szlamowate, że utrudniają sączenie i przemywanie. Te przeszkody stara się autor usunąć przez zastosowanie do osadzenia mrówczanu amonowego. W tym celu płyn, zawierający żelazo, nikiel i kobalt, należy zobojętnić i zaprawić mrówczanem amonowym, który jedynie tylko osadza żelazo. Dwukrotne strącenie ma wystarczać, aby oddzielić zupełnie żelazo od niklu i kobaltu. Osady sączą się i wymywają szybko, ale operacya wydzielenia, sączenia i wymywania musi być prowadzona na gorąco.

O oznaczaniu manganu w rudach. C. B. (Stahl und Eisen, 1904, 24, 835). W wagowem oznaczaniu manganu znaczną i dotkliwą niedogodność stanowi to, że osad siarczku manganu trudno po wysuszeniu oddziela się od filtra. Aby tego uniknąć, należy osad siarczku na sączku tak długo przemywać absolutnym alkoholem, aż się wydali całą ilość siarczku amonowego, t. j. aż sączek stanie się zupełnie biały. Trzeba przytem sączek ciągle zakrywać. Następnie wydala się alkohol zapomocą eteru i pozostawia osad w ciepłem miejscu. Wskutek takiej operacyi osad robi się proszkowaty i łatwo oddziela się od sączka. W tym razie jest rzeczą zupełnie obojętną, czy osad ma barwę zieloną, czy czerwoną, w każdym razie wysycha on bardzo szybko. W celu oznaczenia manganu w rudach poleca autor sposób rozłożenia zapomocą kwasu fluorowodorowego i kwasu siarczanego; kwasy te należy wydalić, pozostałość rozpuścić w kwasie solnym a mangan w zwykły sposób miarować. Jeżeli w analizie obecność kwasu siarczanego może wywołać jakieś utrudnienie i przeszkody, to w takim razie przy rozłożeniu kwasu fluorowodorowego należy dodawać odmierzoną ilość kwasu siarczanego a potem równoważną ilość rozczynu chlorku barowego a dalej postępować jak zwykle.

Kolorymetryczny sposób oznaczania magnezu. Oswald Schreiner i William S. Ferris. (Journal Amer. Chem. Soc., 1904, 26, 961). W celu dokonania rozbioru osadza się magnez w formie podwójnej soli fosforanu amonowo-magnezowego, osad rozpuszcza w kwasie azotnym, fosfór osadza zapomocą cieczy molibdenowej i oznacza kolorymetrycznie podług sposobu Woodmana (podanej w Chemiker Zeitung Repertorium, 1903, 27, 5) a z ilości oznaczonego fosforu pośrednio oblicza ilość magnezu. Sposób ten ma dawać dobre rezultaty nawet wtedy, gdy w rozczynie znajduje się chlorek potasowy i wapniowy, tudzież siarkany i azotany tych metali. Krzemiany powinny być usunięte.

Gazometryczny sposób oznaczania wapnia, baru, strontu i potasu; gazometryczna i grawimetryczna metoda oznaczania miedzi. E. Riegler. (Zeitschrift f. anal. Chemie, 1904, 43, 205). Jeżeli wodny rozczyn soli wapniowej zaprawimy kwasem

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

kwasem jodowym, to wydziela się jodan wapniowy, nierozpuszczalny w rozcieńczonym alkoholu. Siarczan hydrazynowy pod wpływem jodanu wapniowego rozkłada się, wydzielając azot a to podług równań:

I) $CaCl_2+2HJO_3=Ca(JO_3)_2+2HCL.$

II) $Ca(JO_3)_2+3N_2H_4H_2SO_4=3N_2+CaSO_4+2H_2So_4+2HJ+6H_20.$

Z objętości wydzielonego azotu można obliczyć ilość tlenku wapna, a mianowicie 1 *mgr* azotu odpowiada 0,664 *mgr* tlenku wapniowego. Dla wykonania oznaczenia zaprawia się 10 cm^3 badanej soli wapniowej (w rozczynie), która powinna zawierać w tej ilości najwyżej 0,075 *gr* CaO, jednym gramem kwasu jodowego, ogrzewa mieszaninę do wrzenia a następnie oziębia. Chłodną ciecz wykłóca się silnie w przeciągu 1—2 minut a następnie po półgodzinnem odstaniu sączy. Do wymywania jodanu wapniowego używa się 50—60 cm^3 mieszaniny równych części 95%-owego alkoholu i wody. Po przesączeniu i wymyciu wyciska się sączek, zawierający osad jodanu między bibułą sączkową, aby ile możności uwolnić osad od alkoholu, wrzuca do cylinderka aparatu, służącego do wywiązania azotu (opisanego w Chemiker Zeitung Repert, 1903, 27, 21), podczas gdy zewnętrzy przedział napełnia się 50 cm^3 27%-owego rozczynu siarczanu hydrazynowego. Aparat przygotowuje się do oznaczenia w znany sposób, wytrząsa silnie naczyńko, zawierające sączek z osadem i po odpowiedniem ochłodzeniu oznacza objętość azotu. Tym samym sposobem można oznaczyć bar, stront, potas jako też i mangan jakościowo. Przytem 1 *mgr* azotu=1,821 *mgr* BaO względnie 1,23 *mgr* SrO względnie 0,844 *mgr* MnO. Również i potas można oznaczyć gazometrycznie, gdyż chloro-platynian potasowy tworzy z kwasem jodowym trójjodek potasu, ciało, rozkładające siarczan hydrazynowy z wydzieleniem azotu.

I) $K_2PtCl_6+6HJO_3=2KH_2(JO_3)_3+H_2PtCl_6.$

II) $2KH_2(JO_3)_3+9N_2H_4H_2SO_4=9N_2+K_2SO_4+8H_2SO_4+6HJ+18H_2O.$

1 *mgr* azotu odpowiada przeto 1,922 *mgr* K_2PtCl_6 względnie 0,3726 *mgr* K_2O.

Analiza wykonuje się prawie zupełnie tak samo, jak opisano wyżej, z tą różnicą, że do rozczynu chloro-platynianu potasowego, zaprawionego kwasem jodowym i ogrzanego do wrzenia, dodaje się 3 cm^3 95—96%-owego alkoholu. Do wymycia trójjodku potasowego używa się 50—60 cm^3 95%-owego alkoholu. Jeżeli do oznaczenia dana jest czysta sól potasowa, to nie potrzeba wydzielać potasu, jako chloro-platynianu potasowego. Rozczyny soli miedziowych zaprawia się kwasem jodowym, aby otrzymać jodan miedzi, nierozpuszczalny w alkoholu. Jeżeli ten jodan wykłócamy silnie z siarczanem hydrazynowym, to azot tego ostatniego zwalnia się w myśl równań:

I) $CuSO_4+2HJO_3=Cu(JO_3)_2+H_2SO_4$

II) $Cu(JO_3)_2+3N_2H_4H_2SO_4=3N_2+CuSO_4+2H_2SO_4+2HJ+6H_2O$

Ilość miedzi oblicza się przez pomnożenie otrzymanych miligramów azotu przez 0,755. Rozczyn miedzi, dany do oznaczenia, powinien zawierać najwyżej 0,08 *gr* Cu. Jodan miedzi $Cu(JO_3)_2+H_2O$ po wymyciu alkoholem i wysuszeniu nad kwasem siarczanym można ważyć jako taki.

Oznaczenie fluoru w żużlu martenowskim. L. Fricke. (Stahl und Eisen, 1004, 24, 889). 5 *gr* dokładnie sproszkowanego żużla martenowskiego miesza się z 5—6 krotną ilością węglanu potasowego i topi w platynowym tyglu $^1/_2$ do 1 godz. Stop rozpuszcza się w wodzie i sączy. Rozczyn wodny, zawierający całą ilość fluoru w formie fluorku potasowego a oprócz niego także fosforan potasowy i krzemian potasowy, rozkłada się zapomocą gotowania z węglanem amonowym, wydzielony zaś przytem tlenek glinowy i kwas krzemowy należy odsączyć. Aby oddalić resztę kwasu krzemowego i fosforowego, ogrzewa się przesącz z rozczynem tlenku cynkowego i amoniaku, odparowuje i suszy w 120°, następnie oblewa wodą, odsącza fosforan cynkowy, krzemian cynkowy i węglan cynkowy i wymywa osad dwuprocentowym rozczynem węglanu potasowego. Do przesączu dodaje się 1—$1^1/_2$ *gr* chlorku wapniowego, zakwasza kwasem octowym, wypędza kwas węglowy, dodaje wodanu potasowego w nadmiarze i zakwasza słabo kwasem octowym. Tworzący się przytem osad zawiera całą ilość fluoru, jako fluorek wapniowy, obok małej ilości fosforanu wapniowego. Osad należy odsączyć, wymyć wodą i prażyć jako $CaFl_2+Ca_3P_2O_8$. Oznaczenie fluoru odbywa się pośrednio, oznaczając w pozostałości kwas fosforowy. W tym celu przetwarza się osad w platynowym tyglu z kwasem siarczanym, rozcieńcza wodą, zobojętnia amoniakiem i osadza fosfór rozczynem molibdenowym. Jeżeli ilość osadu fosforo-molibdenianu jest mała, to miaruje się go octanem ołowiowym, w przeciwnym razie trzeba go strącić mieszaniną magnezową. Zawartość procentowa fluoru wynosi:

$$X=\frac{48,72}{S}(a-1,392d)$$

W równaniu tem a oznacza sumę $CaFl_2+Ca_3P_2O_8$, d jest to ilość $Mg_2P_2O_7$, S oznacza ilość wziętej do analizy substancyi. W celu przekonania się, że pozostałość składa się tylko z $CaFl_2+Ca_3P_2O_8$, można przesącz od osadu molibdenowego rozprowadzić do 250 lub 500 cm^3 i w 100 lub 200 cm^3 oznaczyć wapno. Jeżeli znalezioną ilość wapna CaO nazwiemy przez c, to

$$X=\frac{67,857}{S}(c-0,7543d).$$

(D. N.). *Henryk Wdowiszewski.*

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

Przemysł węglowy w Królestwie Polskiem w kwietniu r. 1905.

Węgiel kamienny. W kwietniu r. 1905 wytwórczość węgla kamiennego w Królestwie Polskiem była następująca:

Nazwa kopalni	Właściciel lub dzierżawca	Rok 1904		Rok 1905		W r. 1905 wydobyto węgla więcej (+) albo mniej (—), niż w r. 1904			
		Kwiecień	Od początku roku do 30 kwietnia	Kwiecień	Od początku roku do 30 kwietnia	Kwiecień		Od początku roku do 30 kwietnia	
		centnarów metrycznych				ctr. metr.	%	ctr. metr.	%
Niwka	Tow. Sosnowieckie	459 672	2 000 851	345 266	893 139	— 114 406	— 25	—1 107 712	— 55
Barbara	„ „								
Mortimer	„ „	301 629	1 551 583	336 157	831 806	+ 34 528	+ 11	— 719 777	— 46
Milowice	„ „	308 638	1 309 794	221 114	584 065	— 87 524	— 28	— 725 729	— 55
Hr. Renard	„ Hr. Renard	492 164	2 178 741	345 587	939 843	— 146 577	— 30	—1 238 898	— 57
Andrzej II	„ „ „	20 495	96 870	25 055	72 115	+ 4 560	+ 22	— 24 755	— 26
Kazimierz	„ Warszawskie	365 200	1 544 700	344 800	1 056 300	— 20 400	— 6	— 488 400	— 32
Feliks	„ „	102 000	452 000	74 500	213 100	— 27 500	— 27	— 238 900	— 53
Paryż	„ Franc.-Włoskie	403 701	1 735 744	433 996	951 624	+ 30 295	+ 8	— 784 120	— 45
Koszelew	„ „ „								
Saturn	„ Saturn	405 874	1 734 391	426 672	1 492 289	+ 20 798	+ 5	— 242 102	— 14
Czeladź	„ Czeladzkie	323 649	1 460 700	298 200	779 167	— 25 449	— 8	— 681 533	— 47
Flora	„ Flora			196 764	447 485				
Franciszek	„ „	182 907	783 777			+ 21 890	+ 12	— 312 869	— 40
Mikołaj	„ „ „			8 033	23 423				
Jan	Spadk. hr. Walewskiego	20 690	148 462	57 252	151 640	+ 36 562	+ 177	+ 3 178	+ 2
Grodziec I	St. Ciechanowski	29 594	125 761	27 925	92 219	— 1 669	— 6	— 33 542	— 27
Grodziec II	Tow. Grodzieckie	56 622	207 967	66 882	180 456	+ 10 260	+ 18	— 27 511	— 13
Antoni	Dz. Schön i Lamprecht	58 900	290 287	58 235	148 096	— 665	— 1	— 142 191	— 49
Reden	Tow. Franc.-Rosyjskie	102 742	334 501	93 447	224 116	— 9 295	— 9	— 110 385	— 33
Tadeusz II	„ „ „	37 200	122 805	21 160	70 155	— 16 040	— 43	— 52 650	— 43
Staszyc	„ „ „	10 267	55 397	7 762	21 443	— 2 505	— 24	— 33 954	— 61
Helena	Dzierż. M. Żołędziowski.	12 071	49 737	—	—	— 12 071	— 100	— 49 737	— 100
Andrzej I	„ J. Wrzosek	26 080	90 980	8 700	26 552	— 17 380	— 67	— 64 428	— 71
Alwina	„ W. Szyszkin	3 882	18 960	8 412	8 412	+ 4 530	+ 117	— 10 548	— 56
Flötz Rudolf	„ W. Kondaki	25 555	123 890	20 500	67 525	— 5 055	— 20	— 56 365	— 45
Matylda	„ P. Woyde	3 328	14 135	1 758	1 758	— 1 570	— 47	— 12 377	— 87
Tadeusz I	„ „	2 747	13 894	—	—	— 2 747	— 100	— 13 894	— 100
Jakób	„ K. Płodowski	15 346	67 829	5 635	36 971	— 9 711	— 63	— 30 858	— 45
Wańczyków	„ A. Zieliński	2 095	4 075	980	4 877	— 1 115	— 53	+ 802	+ 20
	Razem:	3 773 048	16 517 831	3 434 792	9 318 576	— 338 256	— 9	—7 199 255	— 45

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

Podług gatunków wytwórczość węgla w kwietniu r. 1905 była następująca: gatunki grube 1 737 804 ctr. metr. (50,59%), gatunki średnie 562 049 ctr. metr. (16,36%) i gatunki drobne 1 134 939 ctr. metr. (33,05%).

Dnia 30 kwietnia pozostałość wydobytego węgla na kopalniach wynosiła: gatunki grube 199 076 ctr. metr., gatunki średnie 84 180 ctr. metr. i gatunki drobne 260 824 ctr. metr.

Rozchód węgla w kwietniu r. 1905 był następujący (w ctr. metr.):

	Użyto na własne potrzeby kopalń	Sprzedano	Razem
Gatunki grube	33 076	1 591 965	1 625 041
„ średnie	55 189	478 686	533 875
„ drobne	267 137	806 967	1 074 104
Razem:	355 402	2 877 618	3 233 020

Rozchód węgla na własne potrzeby kopalń składał się z następujących pozycyi (w ctr. metr):

Rodzaj rozchodu	Gatunki grube	Gatunki średnie	Gatunki drobne	Razem
Opał dla pracujących, opalanie domów zbornych i zabudowań kopalnianych	28 775	49 589	10 970	89 334
Opalanie kotłów parowych	4 198	5 600	255 878	265 676
Skreślono węgiel, który stracił wartość . .	103	—	289	392
Razem	33 076	55 189	267 137	355 402

Rozchód węgla sprzedanego składał się z następujących pozycyi (w ctr. metr.):

Rodzaj sprzedaży	Gatunki grube	Gatunki średnie	Gatunki drobne	Razem
Sprzedaż na kopalniach	63 848	43 594	105 125	212 567
Wysyłka drogami żelaznemi	1 528 117	435 092	701 842	2 665 051
Wysyłka drogą wodną	—	—	—	—
Razem:	1 591 965	478 686	806 967	2 877 618

Drogom żelaznym kopalnie sprzedały 539 707 ctr. metr. węgla grubego.

Wysyłka węgla drogami żelaznemi podług kierunków była następująca (w ctr. metr.):

	Gatunki grube	Gatunki średnie	Gatunki drobne	Razem
W Królestwie Polskiem	1 437 485	415 747	701 100	2 554 332
Za Białystok	4 427	—	100	4 527
„ Brześć	4 918	—	—	4 918
„ Kowel	35 172	1 845	492	37 509
granicę	46 115	17 500	150	63 765
Razem:	1 528 117	435 092	701 842	2 665 051

W kwietniu r. 1905 w 28 kopalniach węgla kamiennego przeciętna liczba zatrudnionych robotników wynosiła 18 907. Robotnicy odrobili 415 950 dniówek i zarobili 541 030 rubli. Przeciętny zarobek jednego robotnika na dniówkę wynosił 1 rb. 30 kop. Wypadków nieszczęśliwych z robotnikami było: 5, zakończonych śmiercią, 1, zakończony zupełną niezdolnością do pracy, 15, zakończonych częściową niezdolnością do pracy, i 320, zakończonych wyzdrowieniem zupełnem.

Węgiel brunatny. W kwietniu r. 1905 wytwórczość węgla brunatnego w Królestwie Polskiem była następująca:

Nazwa kopalni	Właściciel lub dzierżawca	Rok 1904	Rok 1905	W r. 1905 wydobyto węgla więcej (+) albo mniej (−), niż w r. 1904			
		centnarów metrycznych		Kwiecień		Od początku roku do 30 kwietnia	
		Kwiecień	Od początku roku do 30 kwietnia	ctr. metr.	%	ctr. metr.	%
Katarzyna .	Tow. Poręba	7 200	20 750	131 751	+ 13 550	+ 188	+ 60 351	+ 85
Ludwika .	Dzierż. J. Meyerhold .	20 700	1 200	8 590	— 19 500	— 94	— 78 950	— 90
Nierada . .	P. Strzeszewski . . .	34 732	33 368	179 588	— 1 364	— 4	+ 13 036	+ 8
	Razem . . .	62 632	55 318	319 929	— 7 314	— 12	— 5 563	— 2

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

Dnia 30 kwietnia r. 1905 pozostałość wydobytego węgla na kopalniach wynosiła 7460 ctr. metr.

Rozchód węgla w kwietniu r. 1905 wynosił 51175 ctr. metr. i składał się z następujących pozycyi: 1) użyto na własne potrzeby kopalń 7480 ctr. metr., 2) sprzedano 43695 ctr. metr. Rozchód węgla, użytego na własne potrzeby kopalń, składał się z następujących pozycyi: 1) opał dla pracujących, opalanie domów zbornych i zabudowań kopalnianych 2640 ctr. metr., 2) opalanie kotłów parowych 4840 ctr. metr.

Sprzedaż węgla składała się z następujących pozycyi: 1) sprzedaż na kopalniach 8028 ctr. metr., 2) wysyłka drogami żelaznemi 35667 ctr. metr. Wszystek węgiel, wysłany drogami żelaznemi, pozostał w Królestwie Polskiem.

W kwietniu r. 1905 w 3 kopalniach węgla brunatnego przeciętna liczba zatrudnionych robotników wynosiła 338. Robotnicy odrobili 7099 dniówek i zarobili 5403 ruble. Przeciętny zarobek jednego robotnika wynosił na dniówkę 76 kop. Wypadków nieszczęśliwych z robotnikami było 2, zakończone wyzdrowieniem zupełnem.

R. K.

Przegląd literatury górniczo-hutniczej.

Treść artykułów, zawartych w ważniejszych czasopismach górniczo-hutniczych.

Gornyj Żurnał (1905). Maj. a) *D. Roberts. Przegląd walcowni amerykańskich.* Autor, skreśliwszy w ogólnych zarysach stan techniki hutniczej w Ameryce, szczegółowo zajmuje się opisem walcowni i sposobu prowadzenia robót. b) *R. Schenk. Teorya procesu wielkopiecowego.* Praca ta była zamieszczona w *Przeglądzie Górniczo-Hutniczym* (r. 1905, № 1). c) *L. Romanow. Czy można liczyć się z możliwością powstania na Uralu przemysłu elektrometalurgicznego?* Ural nie posiada warunków do pomyślnego współzawodniczenia z Rosyą południową w wytwarzaniu tanich pospolitych gatunków stali, rozporządzając jednakże wielką ilością różnorodnych surowych materyałów i tanią energią w postaci siły wodnej, przedstawia doskonały teren dla tych gałęzi przemysłu hutniczego, które nie będą mogły rozwinąć się w innych okręgach. Na Uralu np. może powstać wytwórczość wyższych gatunków stali. Artykuł zawiera opis prób wytwarzania ferrochromu z miejscowej rudy chromowej. Próby zostały wykonane pod kierunkiem autora w zakładach Wierch-Isetskich. d) *L. Jaczewski. O termicznych warunkach powierzchni ziemi w związku z procesami geologicznymi* (c. d.). e) *A. Wersiłow. Przemysł górniczo-hutniczy w Rosyi w r. 1903.* Stan rynków węglowych i dane o wytwórczości nafty i soli.

Glückauf (1905) № 19. a) *Engel. Wnioski komisyi w sprawie projektowanych w prawodawstwie górniczem zmian, dotyczących warunków pracy.* Zmiany, o których mowa, odnoszą się do: 1) ograniczenia wysokości kar, nakładanych w ciągu określonego czasu, i kontroli nad ilością i jakością urobionego minerału, 2) określenia długości dnia roboczego stosownie do warunków sanitarnych, określenie warunków pracy pozaobowiązkowej i 3) ustanowienia delegatów od robotników zwłaszcza w zarządach kas braterskich, do których wpływają składki robotników i sumy, pochodzące z kar, na nich nakładanych. b) *Heise i Herbst. W sprawie ustanowienia maksymalnego dnia roboczego w kopalni na podstawie warunków sanitarnych.* Nowe prawo górnicze w Niemczech ustanawia długość dnia roboczego w kopalniach, gdzie temperatura więcej niż połowy robót przekracza +22°C, na $8^1/_2$ godzin a w przyszłości na 8 godzin. Autorzy dowodzą, że powietrze kopalniane, będące w ciągłym ruchu, nie jest uciążliwe dla górnika nawet wówczas, gdy jest ogrzane do +22°C, i nie może być uważane przez hygienistów za szkodliwe dla zdrowia. Wobec tego powoływanie się na względy sanitarne celem zmniejszenia dnia roboczego jest niewłaściwe. e) *Fuchs. Kąpiele i biura kopalni Recklinghausen I.* d) *A. Neuburger. Przyczynki do elektrometalurgii żelaza i stali.* Opis niektórych elektrometalurgicznych sposobów wytapiania żelaza, a mianowicie: Harmeta, Giroda, Neuburgera, Ruttenberga i Conleya.

№ 20. a) *P. Stein. Krótki opis sposobów głębokiego wiercenia* (pocz.). Ogólne uwagi o sposobach głębokiego wiercenia. Charakterystyka sposobów wiertniczych i opis ważniejszych urządzeń. Wiercenie obrotowe. b) *Przyrząd do badania sprężyn indykatorów i postępy w budowie indykatorów.* c) *Statystyka bezrobocia robotników górniczych w zagłębiu Ruhr.* Dane o liczbie strejkujących robotników, ich procentowy stosunek do ogólnej liczby zatrudnionych w całem zagłębiu i suma utraconych wskutek bezrobocia zarobków.

№ 21. *P. Stein. Krótki opis sposobów głębokiego wiercenia* (dok.). O odmianach wiercenia udarowego. Taran wiertniczy Wolskiego. Uwagi, dotyczące wyboru odpowiedniego systemu, i kombinacye różnych systemów wiertniczych, ru-

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

rowanie i t. p. b) *Przemysł górniczy w Belgii w r. 1903.* Wytwórczość rudy żelaznej, węgla kamiennego, koksu i brykiet. e) *Z wystawy powszechnej w Liége.* Opis zbiorowej wystawy Reńsko-Westfalskiego syndykatu węglowego.

Oesterreichische Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen (1905) № 21. a) *E. Shmidt. Przyczynek do sprawy wyboru lin wyciągowych* (pocz.). b) *F. Schreyer. Sprawozdanie z dwóch wycieczek, przedsiębranych w celu zapoznania się z techniką górniczą za granicą* (c. d.). Opis kopalni Ludwika w Zabrzu oraz systemu robót z podsadzką płynną w kopalniach Arnold i Konkordia na Śląsku Górnym. c) *E. Hussak. Złoża paladu i platyny w Brazylii.* d) *Płuczki dla rud w prowincyi Nadreńskiej.* Opis dwóch płuczek dla rud, złożonych z blendy i błyszczu ołowiu.

№ 22. a) *Projekty odnowienia starych walcowni.* Streszczenie artykułu, zamieszczonego w *Stahl und Eisen* (r. 1905, № 5). b) *F. Schreyer. Sprawozdanie z dwóch wycieczek, przedsięwziętych w celu zapoznania się z techniką górniczą za granicą* (c. d.). Opis kopalni węgla w Neurode i Waldenburgu na Śląsku Dolnym.

№ 23. a) *J. Mayer. Dalsze badania w sprawie dziewięciogodzinnego dnia roboczego z szczególnem uwzględnieniem warunków w okręgu Ostrawa-Karwina* (pocz.). Na podstawie obszernego i bezstronnego materyału statystycznego autor przychodzi do wniosku, że zarobki robotników w kopalniach morawskich nie tylko nie podniosły się, lecz przeciwnie spadły, pomimo odbudowy lepszych pokładów. b) *G. Kroupa. Termoelektryczny pyrometr prof. Ch. Féry.* Pyrometr ten zajmuje pośrednie miejsce między elektrycznym i optycznym. Pyrometr termoelektryczny nie wprowadza się do pieca, jak pyrometr Le Chatelier; natomiast ciepło, promieniujące przez wziernik w ścianie pieca, dostaje się do lunety i oddziaływa tam na stos termoelektryczny. c) *Przemysł górniczo-hutniczy w Bośnii i Hercegowinie w r. 1904.* Dane statystyczne, dotyczące wytwórczości i wartości wytworów przemysłu górniczo-hutniczego. d) *W. Foltz. Rynek węglowy i metalowy w maju r. 1905.*

№ 24. a) *J. Divis. Kilka przyczynków w sprawie badań na gięcie, skręcenie i uderzenie drutów, służących do wyrobu lin* (pocz.). Wyniki prób, dokonanych przez autora celem wyjaśnienia wpływu gięcia i skręcenia na wytrzymałość drutów na zerwanie. b) *J. Meyer. Dalsze badania w sprawie dziewięciogodzinnego dnia roboczego z szczególnem uwzględnieniem warunków, istniejących w okręgu Ostrawa-Karwina* (dok.). Autor jest zdania, że przedwczesne wprowadzenie skróconego dnia roboczego jest szkodliwe pod względem ekonomicznym zarówno dla przemysłowców, jak i dla państwa. c) *F. Schreyer. Sprawozdanie z dwóch wycieczek, przedsiębranych w celu zapoznania się z techniką górniczą za granicą* (c. d.). Opis kopalni węgla w Gottesbergu. d) *E. de Lavelage. Przemysł żelazny w Belgii.*

Stahl und Eisen (1905) № 10. a) *F. Wüst i P. Wolff. Zachowanie się siarki, zawartej w koksie, w procesie wielkopiecowym.* Artykuł zawiera wyniki badań, dokonanych w celu wyjaśnienia kwestyi, czy siarka, zawarta w koksie, w całości dostaje się przed formy, czy też pod wpływem wysokiej temperatury podlega działaniu gazów wielkopiecowych. Badania, prowadzone w laboratoryum chemicznem, zasadzały się na prażeniu koksu w atmosferze tlenu, wodoru, tlenku węgla, pary wodnej, azotu lub dwutlenku węgla w temperaturach od 500° do 1000°. Koks, zawierający 1,41% siarki, spalany w atmosferze tlenku, tracił 1,09% siarki pod wpływem wodoru lub pary wodnej; przy 1000° strata siarki wynosiła 51—54% ogólnej zawartości siarki; tlenek węgla usuwał 59%, dwutlenek do 38%, azot 17%. Ze względu na to, że reakcye w wielkim piecu odbywają się w warunkach, zbliżonych do tych, w jakich dokonywano doświadczeń, należy przyjąć, że przynajmniej połowa siarki, zawartej w koksie, ulatnia się z gazami wylotowymi. b) *A. Sattmann. O kalibrowaniu walców.* Uwagi o znanej pracy A. Brovota o kalibrowaniu. c) *Wiadomości z chemii analitycznej hutniczej:* 1) Przyczynki, dotyczące oznaczania manganu w stali. 2) Oznaczenie chromu w stali. 3) O oznaczaniu krzemu w ferrosilicium. 4) Ulepszony sposób oznaczania krzemu w żelazie. 5) Nowa metoda oznaczania siarki w żelazie i stali. d) *F. Wüst. Odlewnia br. Scholten w Duisburgu.* Opis odlewni, stanowiącej część fabryki wszelkiego rodzaju żórawi i dźwigni. e) *O kurczeniu się metalu, odlanego w czasie ochładzania, i sposoby, zapobiegające tworzeniu się dziur osadowych.*

№ 11. a) *W. Borchers. O obecnym stanie wytwórczości żelaza i stali w piecu elektrycznym.* Autor zajmuje się głównie opisem sposobów Heroulta i Kjellina, które w licznym szeregu wynalazków najbardziej zasługują na uwagę i najlepiej odpowiadają celowi. Rozwój tej gałęzi elektrometalurgii nastąpi jednak dopiero w przyszłości, gdy sprawą pokierują zawodowi hutnicy nie elektrotechnicy. b) *Ehrhardt. Ekonomiczne warunki stosowania silników gazowych i parowych.* Artykuł zawiera zestawienie porównawcze kosztów stosowania silników gazowych i parowych w hutach, które do wytwarzania pary używają w części przynajmniej węgiel kamienny. c) *Zastosowanie suchego wiatru w procesie wielkopiecowym.* Pierwsze sprawozdanie Gayleya o wynikach zastosowania suchego wiatru w procesie wielkopiecowym przyjęte zostało w sferach hutniczych z pewną nieufnością, do czego między innemi przyczyniła się i ta okoliczność, że okres prób trwał stosunkowo krótko, ażeby na podstawie otrzymanych wyników można było wyprowadzić daleko idące wnioski. Mając to na względ-

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

dzie, autor wygłosił na zebraniu Iron and Steel Institute sprawozdanie z prób, trwających w ciągu pięciu miesięcy od 1 listopada r. 1904 do 31 marca r. 1905. Spostrzeżenia czynione były jednocześnie nad dwoma piecami, z których jeden szedł na suchym wietrze a drugi na zwykłym nieosuszanym. Tablice, sporządzone oddzielnie dla każdego miesiąca, zawierają spostrzeżenia, dokonywane dwa razy dziennie nad ilością wilgoci w wprowadzanym do pieca wietrze, jego temperaturą i ilością dwutlenku węgla, zawartego w gazie wylotowym, oraz średnie dane o wytwórczości dziennej surowca, spożyciu koksu, liczbie obrotów maszyny wiatrowej, i potwierdzają poprzednio przez autora ogłoszone wnioski o korzyściach zastosowania suchego wiatru. d) *Wystawa powszechna w Liége.* Ogólny rzut oka na wystawę, plan i opis ważniejszych budowli. Wystawa, jakkolwiek otwarta d. 27 kwietnia, dotąd nie jest jeszcze zupełnie wykończona. e) *Odlewnia amerykańskiej fabryki parowozów pod Schenectady N. Y.* f) *Wpływ temperatury odlewania na własności surowca i stali* (pocz.).

Zeitschrift für das Berg-Hütten- und Salinenwesen (1905). Zeszyt 1. a) *F. Thiess. Wytwórczość metali szlachetnych w Rosyi.* Dane statystyczne o wytwórczości złota, srebra i platyny w okresie dziesięcioletnim (od r. 1891 do r. 1901). b) *B. Simmersbach. Angielski przemysł żelazny w porównaniu z przemysłem innych krajów.* Wyciąg ze sprawozdania angielskiej komisyi celnej (The Tariff Commision), zawierający dane statystyczne o wytwórczości, spożyciu i wywozie surowca i stali w krajach z najbardziej rozwiniętym przemysłem żelaznym. c) *B. Simmersbach. Złoża rud żelaznych w Südvaranger (Norwegia).* d) *W. Will. Badania nad zdolnością wybuchową dynamitu zmarzniętego przez pół lub zupełnie w porównaniu z plastycznym.* Sprawozdanie centralnej stacyi doświadczalnej dla badań naukowo-technicznych w Neubabelsbergu oraz stacyi doświadczalnej w Neukirchen zawierają wyniki badań nad wpływem temperatury na nitroglicerynowe materyały wybuchowe. Badania te, jakkolwiek nie rozstrzygają sprawy w zupełności, jednakże stanowią ważny do niej przyczynek, gdyż potwierdzają poprzednio otrzymane wyniki, że dynamit zamarznięty trudniej wybucha od uderzenia, aniżeli plastyczny. e) *Próby i ulepszenia w przemyśle górniczym w Prusach w r. 1904.* f) *Przemysł górniczo-hutniczy w Belgii w r. 1903.* Dane statystyczne o wytwórczości węgla kamiennego i żelaza.

Revue de métallurgie (1905) № 6. a) *M. Kryloff. Elektromagnetyczny sposób badania własności stali i żelaza.* Autor daje opis przyrządów i sposobu badania twardości przedmiotów, wykończonych drogą elektromagnetyczną. Powyższy sposób, stosowany w Tulskiej fabryce broni, daje możność wykonywania badań szybko i dokładnie niezależnie od wymiarów i kształtów danego przedmiotu. b) *O. Boudouard. Badania topliwości żużli wielkopiecoych.* Opis badań nad topliwością krzemianów wapnia i glinu, glinianów wapnia i krzemianów glinowo-wapiennych. W celu wyjaśnienia wpływu składu chemicznego na topliwość żużli wielkopiecowych autor z mieszaniny piasku, marmuru i ałunu, roztartych na miałki proszek i zmieszanych w rozmaitych stosunkach procentowych, sporządził szereg prób, podobnych rozmiarami do stożków Jegera; poddając te próby wraz ze stożkami Jegera działaniu wysokiej temperatury, autor otrzymywał przez porównanie punkty topliwości żużli. c) *L. Levêgue. Zastosowanie suchego wiatru w procesie wielkopiecowym.* Poddawszy krytycznej ocenie wyniki, otrzymane przez Gayleya, autor znajduje, że korzyści, otrzymane drogą osuszania wiatru, można o wiele taniej i prościej osiągnąć, ogrzewając wiatr do 565°, nie zaś 465°, jak to czyni Gayley; sposób Gayleya nie może być z równem powodzeniem stosowany do każdego pieca i gatunku wytwarzanego surowca; w krajach zimnych nie notowano tak wielkich różnic pomiędzy biegiem pieca w lecie i zimie, jakie otrzymał wynalazca. *W. K.*

Kronika bieżąca.

Kopalnie węgla kamiennego wzdłuż kolei żelaznej Środkowo-Syberyjskiej. Linią Środkowo-Syberyjską nazywa się część kolei pomiędzy rzeką Ob a miastem Irkuckiem, 1830 kilometrów długości. Na tej przestrzeni węgiel kamienny i brunatny odkryty został w kilkunastu miejscach w bliskości kolei żelaznej, lecz eksploatacya jego prowadzi się dotąd tylko w dwóch miejscach, a mianowicie:

I. Zagłębie Sudżeńskie znajduje się o 120 *km* na południowy-wschód od miasta Tomska obok stacyi Sudżenki kolei Syberyjskiej. Przedstawia ono pas na 5 *km* szeroki, który ciągnie się z Pn PnZ na Pd Pd W i poznany jest na przestrzeni 20 *km* na północ od kolei żelaznej; na południe od kolei pas ten rozszerza się i ciągnie bardzo daleko w kierunku miasta Kuźniecka, odległego o 150 *km* od kolei żelaznej, łącząc się z położonem w okolicach tego miasta Kuźnieckiem zagłębiem węglowem. Zagłębie Sudżeńskie należy do

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

formacyi węglowej i składa się przeważnie z gliny łupkowej i słabego piaskowca, rozpostartych głównie w dolnej części zagłębia. Osady te leżą zgodnie na dewonie, z którym razem uległy silnej dyslokacyi, wskutek czego upad warstw jest bardzo znaczny (od 40° do 60° a nawet do 90°) i tylko miejscami trafiają się mniejsze upady (od 30° do 8°). Liczba znanych dotąd pokładów węgla (ponad 0,75 *m* grubości) wynosi tu 19, a ogólna ich grubość—32 *m*. Grubość pokładów waha się od 0,75 *m* do 3,2 *m*, największa grubość 4,2 *m*, co jednakże zdaje się stanowi tylko miejscowe zgrubienia. Gatunek węgla jest we wszystkich pokładach mniej więcej jednakowy, a różnica między niemi polega przeważnie na większej lub mniejszej własności spiekania się, wskutek czego jedne pokłady zawierają prawdziwy węgiel koksowy a inne półantracyt. Trzeba jednakże zwrócić uwagę na to, że wobec nieznacznej dotąd głębokości odbudowy (około 60 *m*), przy której wpływ wietrzenia jeszcze uczuć się daje, rzeczywiste własności tego węgla nie są jeszcze dokładnie poznane. Zauważono, że własność spiekania się wzrasta w miarę głębokości. Warunki odbudowy są bardzo trudne wskutek słabości skał otaczających i znacznego przypływu wody. Charakterystyczną cechą tego zagłębia jest blizkie nagromadzenie się pokładów węgla, oddzielonych tylko niegrubemi warstwami płonnej skały (piaszczystej gliny łupkowej). Zapas węgla w północnej części zagłębia (na północ od kolei żelaznej) do głębokości 100 *m* obliczają na 100 000 000 *t*. Eksploatacya odbywa się dotąd w trzech kopalniach, położonych na północ od kolei żelaznej a mianowicie:

1). Kopalnia Anszerska, należąca do kolei Syberyjskiej (rządowej), położona o 1 *km* od kolei; wydobycie wynosiło tu w r. 1901—53 200 *t*, w r. 1902—70 600 *t* i w r. 1903—19500 *t*.

2). Kopalnie Michelsona (Wasiliewska i Ałczedalska), położone o 8 *km* od kolei i połączone z nią szerokotorową linią podjazdową, dały w r. 1901—76 750 *t*, w r. 1902—78 450 *t* i w r. 1903—121 500 *t*.

3). Kopalnia towarzystwa Lebiediańskiego, położona w odległości 15 *km* od kolei; wytwórczość jej niewiadoma.

Skład chemiczny węgla sudżeńskiego jest następujący: C—84—85,95%, H—4,03—4,32%, S——0,25—1,07%, popiołu 1,84—4,20%, wilgoci 0,65——2,16%. Wydajność koksu 84,88—85,83%, wydajność ciepła 7972—7980.

II. Zagłębie Czeremchowskie)* znajduje się obok wsi Czeremchowo, przy samej kolei żelaznej, o 120 *km* na zachód od miasta Irkucka. Należy nie do formacyi węglowej, lecz do słodkowodnej formacyi jurskiej i składa się z gliny, po części piaszczystej, i z pias kowcagliniastego, przechodzących w siebie nawzajem, i zawiera cztery pokłady węgla, których ogólna grubość wynosi średnio 5,34 *m*. Pokłady te rozdzielone są dwiema ławicami gliny łupkowej po 20 *cm* grubości i warstwą gliny plastycznej 81 *cm* grubości. Pokłady znajdują się w dolnej części zagłębia i leżą na bardzo nieznacznej głębokości 8—16 *m*. Podłożem zagłębia są warstwy dewońskie. Położenie warstw węglowych jest bardzo regularne, ze słabym upadem i bez uskoków, co razem z niewielką głębokością i małym przypływem wody bardzo ułatwia eksploatacyę i pozwala prowadzić ją najprostszymi sposobami.

Górny pokład (0,76—1 *m*) posiada barwę matowo-brunatną, jest uwarstwiony, mocno spękany, podobny do lignitu, i łatwo rozpada się po wydobyciu na miał. Węgiel ten mocno kopci przy spalaniu się i daje niespieczony proszkowy koks.

Drugi pokład (1,07—1,44 *m*) posiada błyszcząco-czarną barwę i muszlowy odłam i daje duży procent grubego węgla; spala się długim płomieniem i daje dobrze spieczony drobno-porowy koks. Skład chemiczny tego węgla jest następujący: C—80,23%, H—5,91%, O+N—13,86%, wilgoci 7,8%, ciężar właściwy 1,31, wydajność koksu 54,7%, wydajność ciepła 6471.

Trzeci pokład (1,13—1,55 *m*) matowo-brunatnej barwy, przerośnięty licznemi warstewkami gliny, łatwo rozpada się na miał. Z wyglądu węgiel ten podobny jest do pokładu I-go, a składem chemicznym zbliża się do pokładu II-go.

Czwarty pokład (1,42—2,31 *m*), zawiera mocny, czarny, błyszczący węgiel z odłamem muszlowym i daje duży procent grubego węgla, wytrzymującego bardzo dobrze daleki przewóz. Skład chemiczny: C—82,15%, H—5,12%, O+N——12,73%, wilgoci 9,52%, wydajność koksu 54,5%, wydajność ciepła 6931, ciężar właściwy 1,27; pali się długim płomieniem.

W kopalniach Czeremchowskich wydziela się niepalny i bezwonny gaz, utrudniający robotnikom oddychanie. Natura tego gazu nie jest dokładnie zbadana, ale prawdopodobnie jest to kwas węglowy. Dzięki łatwym warunkom eksploatacyi i dogodnemu położeniu przy kolei żelaznej i w blizkości Irkucka kopalnie Czeremchowskie szybko się rozwijają, jak to widać z następujących cyfr wytwórczości: 1899—19 300 *t*, 1900—69 000 *t*, 1901—263 000 *t*, 1902—364 000 *t*.

(Zeitschr. f. pract Geol.) *S. K.*

*) Przegląd Techniczny, r. 1903, № 29, str. 449.

Wywóz surowca z Rosyi za granicę (w tysiącach pudów).

Rok					
1888	7	1894	7	1900	18
1889	10	1895	2	1901	918
1890	3	1896	0	1902	3341
1891	7	1897	7	1903	2
1892	5	1898	2	1904	7
1893	6	1899	1		

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/

Wytwórczość żelaza i stali w Rosyi.

Rok	Rosya południowa	Królestwo Polskie	Ural	Rosya północna	Rosya środkowa	Syberya	Finlandya	Razem
			TYSIĘCY PUDOW					
1882	1 862	4 077	11 654	5 220	4 671	178	1 003	28 665
1883	1 239	3 956	12 657	5 050	4 600	156	1 097	28 755
1884	1 742	5 763	13 452	3 786	3 423	209	1 214	29 589
1885	2 140	5 913	13 484	3 864	2 666	215	1 307	29 589
1886	2 402	6 121	13 712	4 671	3 066	251	704	30 927
1887	2 495	5 520	14 698	4 604	3 219	156	570	31 262
1888	2 552	3 792	14 895	3 122	3 479	186	589	28 615
1889	3 781	5 857	16 292	3 792	5 625	189	547	36 083
1890	6 638	6 422	16 282	3 216	6 862	264	888	40 572
1891	8 658	6 513	17 424	5 199	6 863	287	1 051	45 995
1892	12 042	8 023	18 498	6 509	6 531	291	1 023	52 917
1893	14 158	9 320	19 628	7 676	6 454	262	748	58 246
1894	14 662	9 746	20 901	7 684	7 225	312	839	61 369
1895	17 220	10 832	20 122	8 868	7 924	261	1 035	66 262
1896	22 742	13 084	21 429	10 466	8 184	280	1 159	77 344
1897	25 019	13 809	23 816	12 794	10 962	220	1 394	88 014
1898	36 564	14 385	26 509	11 350	9 228	252	1 791	100 079
1899	50 502	14 452	26 763	4 479	10 594	208	1 676	108 674
1900	57 656	14 728	29 654	13 530	16 889	83	1 202	133 742
1901	51 964	16 989	29 198	9 413	14 971	121	1 043	123 699
1902	49 959	15 678	27 589	9 485	9 417	120	1 000	113 248
1903	62 687	18 735	29 803	6 290	15 600	120	1 000	134 235

K.

Spożycie surowca we Francyi.

		r. 1901	r. 1902	r. 1903
		tysięcy pudów		
1.	Wytwórczość surowca	146 530	148 190	172 630
2.	Przywóz: a) surowiec	8 370	7 750	8 220
	b) żelazo i stal	3 310	2 940	3 350
	c) dodatek $33^1/_3$ % w celu wyrażenia żelaza i stali w surowcu . .	1 100	980	1 120
	Razem przywóz	12 780	11 670	12 690
	Wytwórczość + przywóz . .	159 310	159 860	185 320
3.	Wywóz: a) surowiec	10 650	18 550	16 490
	b) żelazo i stal	6 870	10 680	15 400
	c) dodatek $33^1/_3$ %	2 290	3 560	5 130
	Razem wywóz	19 810	32 790	37 020
	Spożycie (1+2—3) . . .	139 500	127 070	148 300
	Spożycie na 1 mieszkańca (w pudach) .	3,6	3,2	3,8

Дозволено Цензурою, 2 іюля 1905 г.

W drukarni St. Swięckiego w Dąbrowie.—Wydawca **Stanisław Ciechanowski.** Redaktor **Mieczysław Grabiński.**

Ze zbiorów Biblioteki Głównej AGH http://www.bg.agh.edu.pl/